



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

Caracterización de un macizo rocoso con fines de voladura en la mina «El Gran Porvenir del Líbano»

Juan Sebastián Castillo López

Universidad Nacional de Colombia
Facultad de Minas, Escuela de ingeniería civil
Medellín, Colombia
16 de diciembre de 2016

Caracterización de un macizo rocoso con fines de voladura en la mina «El Gran Porvenir del Líbano»

Juan Sebastián Castillo López

Tesis o trabajo de grado presentada(o) como requisito parcial para optar al título de:
Magister en ingeniería, área Geotecnia

Director(a):
Ph.D., Ludger Suarez Burgoa

Línea de Investigación: Mecánica de rocas

Universidad Nacional de Colombia
Facultad de Minas, Escuela de ingeniería civil
Medellín, Colombia
16 de diciembre de 2016

A mi madre

Agradecimientos

El autor agradece a las personas que apoyaron incondicionalmente durante el transcurso de creación del presente trabajo investigativo, así como a la Universidad Nacional de Colombia, Sede Medellín por prestar sus instalaciones, en especial el Laboratorio de Geotecnia y Pavimentos de la Facultad de Minas.

Resumen

Con el objeto de definir lineamientos geométricos de una perforación y voladura de roca por el *método de frente completo*, se caracterizó el macizo rocoso de la mina «El gran porvenir del Líbano», realizando inicialmente una identificación de 604 macroestructuras geológicas sobre pilares y paredes de túneles dentro de la mina; y posteriormente, empleando valores de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* y de ensayos de laboratorio, tales como: Ensayo de carga puntual y el ensayo de compresión simple, sobre núcleos de roca de caña completa y de media caña.

Palabras clave: Mecánica de rocas, Control estructural, Minería subterránea de oro, Esfuerzo de compresión uniaxial, Ensayo de carga puntual, Ensayo de compresión simple, Núcleos de roca, Perforación de rocas y Voladura de roca.

Abstract

In order to define geometric guidelines of a rock drilling and blast by the *full front method*, in the rock massif of the mine «*El gran porvenir del Líbano*», initially identifying 604 geological macrostructures on pillars and tunnel walls in the mine; and later, using values of resistance to the uniaxial compression and of laboratory tests, such as: Punctual load test and the test of simple compression, on cores of rock and half-split cores of rock.

Keywords: Rock mechanic, Structural control, Undergorund gold mining, Uniaxial compressive strength, Point load test, Rock core specimens, Rock drilling and Rock blasting.

Declaración

Me permito afirmar que he realizado la presente tesis de manera autónoma y con la única ayuda de los medios permitidos y no diferentes a los mencionados en la propia tesis. Todos los pasajes que se han tomado de manera textual o figurativa de textos publicados y no publicados, los he reconocido en el presente trabajo. Ninguna parte del presente trabajo se ha empleado en ningún otro tipo de tesis.

Medellín, Colombia.

16 de diciembre de 2016

Juan Sebastián Castillo López
C.C. 1.152.187.121 de Medellín.

Contenido

1. Capítulo 1.	2
1.1. Introducción.	4
1.2. Hipótesis.	7
1.3. Objetivos del trabajo investigativo.	7
1.3.1. General.	7
1.3.2. Específicos.	7
1.4. Metodología propuesta.	7
1.5. Justificación.	12
2. Capítulo 2	13
2.1. Ubicación del proyecto	13
2.2. Geología regional	19
2.3. Geología local	23
2.3.1. Formación Mesa	24
2.3.2. Esquistos de Cajamarca	24
2.3.3. Microestructuras o microfracturas	25
2.3.4. Petrografía	26
2.4. Geología estructural	44
2.4.1. Fracturas en el medio rocoso	49
2.4.2. Macroestructuras o macrofracturas	51
2.4.3. Zonas de exploración geotécnica	111
3. Capítulo 3	116
3.1. Obtención de datos de campo	116
3.1.1. Martillo de rebote de Schmidt	116
3.2. Obtención de datos de laboratorio	124
3.2.1. Preparación de especímenes	124
3.2.2. Ensayo carga puntual	127
3.2.3. Ensayo de compresión simple	145
3.3. Interpretación de datos de campo y laboratorio	152
4. Capítulo 4	178
4.1. Equipos de la mina	178

4.2. Parámetros e índices requeridos para el diseño de la voladura	180
4.2.1. Índice <i>RQD</i>	180
4.2.2. Perforabilidad	183
4.3. Generalidades del proceso de perforación y voladura de rocas	188
4.3.1. Voldaduras de frente completo y de minado selectivo	191
4.4. Diseño de la voladura de frente completo	193
4.4.1. Disposición de barrenos y cargas	193
5. Conclusiones y recomendaciones	216
5.1. Conclusiones	216
5.2. Recomendaciones	220
A. Anexo A: Figuras orientaciones de zonas de minería mencionadas en el capítulo 1	227
B. Anexo B: Figuras orientaciones de pilares mencionados en el capítulo 1	247
C. Anexo C: Figuras del comportamiento de esfuerzo a compresión uniaxial in-situ (Mpa) mencionados en el capítulo 3	259
D. Anexo D: Figuras comportamiento de especímenes ensayados por el método de UCS mencionados en el capítulo 3	267

Lista de Figuras

1-1. Diagrama de flujo general para modelizar en mecánica de rocas (modificado de (7)).	8
1-2. Diagrama de flujo <i>step by step</i> para modelar en mecánica de rocas (modificado de (7)).	11
2-1. Departamento del Tolima, división político administrativa 2012. (modificado de (9)).	14
2-2. Localización mina «El Gran Porvenir del Líbano» en Colombia.	16
2-3. Concesiones que componen la propiedad de la mina « El Gran Porvenir del Líbano».	17
2-4. Topografía general de la mina « El Gran Porvenir del Líbano».	18
2-5. Topografía zona de muestreo del proyecto investigativo en la mina « El Gran Porvenir del Líbano».	19
2-6. Geología de la Plancha 226 Líbano. Escala 1:100.000.	20
2-7. Representación gráfica de los materiales isótropos (a) y anisótropos (b). En el primer caso (a), las propiedades físicas del medio son las mismas independientemente de la dirección. Para el segundo caso (b), las propiedades físicas del medio cambian de acuerdo con la dirección analizada.	26
2-8. Galena (Gn) anhedral con pits triangulares, intercrecimiento con Pirita (Py), evidencia de corrosión. 100x.	27
2-9. Cristal de Pirita (Py) subhedral. Corrosión en cristal de Pirita (Py) por Galena (Gn). 100x.	28
2-10. Inclusión de Esfalerita (Sph) en Pirita (Py). Inclusión de Calcopirita (Cpy) en Esfalerita (Sph). 320x.	29
2-11. Goticula de Tetraedrita (Tet) en Galena (Gn). 320x.	29
2-12. Inclusión bifásica de Oro (Au) con Galena (Gn). Asociación con Pirita (Py). 320x.	30
2-13. Roca pilar de minería 1.	31
2-14. Pirita entrecrecida con galena y esfalerita.	32
2-15. Pirita entrecrecida con galena y esfalerita.	32
2-16. Roca pilar de minería 2.	33
2-17. Esfalerita albergada en pirita.	34
2-18. Galena y Pirita.	34

2-19.Cristales de Pirita ehedral.	35
2-20.Pits triangulares en Galena.	35
2-21.Roca pilar de minería 3.	36
2-22.Galena intercrecida en pirita.	37
2-23.Pirita ehedral y subhedral.	37
2-24.Galena con pits triangulares.	38
2-25.Oro redondeado en microfractura.	39
2-26.Roca pilar de minería 4.	39
2-27.Roca pilar de minería 5.	40
2-28.Pirita intercrecida con Galena y Oro.	41
2-29.Pirita, Galena y Oro.	41
2-30.Galena anhedral en pirita.	42
2-31.Galena ehedral incluida en Pirita.	43
2-32.Roca pilar de minería 6.	43
2-33.Principales sistemas de fallas activas en Colombia.	46
2-34.Principales sistemas de fallas en el departamento del Tolima, Colombia (modificado de (24)).	47
2-35.Sistemas de fallas en el municipio del Líbano, Tolima (modificado de (24)).	49
2-36.Ejemplos de algunas formas de bloques rocosos (modificado de: (4)).	52
2-37.Ejemplos de algunas formas de bloques rocosos (4).	53
2-38.Descripción geométrica espacial de un plano inclinado (Modificado de (28)).	54
2-39.Pilar de minería 1.	56
2-40.Pilar de minería 2.	58
2-41.Pilar de minería 3.	60
2-42.Pilar de minería 4.	62
2-43.Pilar de minería 5.	64
2-44.Pilar de minería 6.	66
2-45.Diagrama de rosas propias de las macroestructuras en la mina	81
2-46.Macroestructuras propias encontradas en la mina	82
2-47.Sistema de coordenadas NED (en tres dimensiones) (36).	84
2-48.Componentes del vector \mathbf{V} en el sistema de coordenadas cartesianas (a) en dos dimensiones y (b) en tres dimensiones (modificado de (34)).	86
2-49.Sistema de coordenadas NED sobre la red de Schmidt.	88
2-50.Representación logarítmica de las proporciones de valores propios normalizados (S_1 , S_2 y S_3), con ejemplos de formas estructurales (modificado de (30); (31).	90
2-51.Diagrama de rosas propias del plano A.	92
2-52.Macroestructuras propias del plano A.	93
2-53.Diagrama de rosas propias del plano B.	95
2-54.Macroestructuras propias del plano B.	96

2-55. Ejemplos de contornos empleando el diagrama del tipo polo-S: (a) capa horizontal; (b) Capa doblada hasta 45°; (c) Capa doblada hasta 90°; (d) Capa doblada hasta 180° (Modificado de (27)).	98
2-56. Patrones: (a) ejemplo de forma simétrica; (b) ejemplo de isoclinal simétrico; (c) ejemplo de plegado asimétrico con plano axial inclinado (Modificado de (27)).	99
2-57. Representación logarítmica de las proporciones de valores propios normalizados (S_1 , S_2 y S_3) y de los parámetros K y C; para los planos A (ver figura 2-52) y B (ver figura 2-54), definidos con anterioridad.	100
2-58. Diagrama de rosas propias del conjunto de polos llamado como familia.	102
2-59. Macroestructuras propias del conjunto de polos llamado como familia.	103
2-60. Ejemplo de adición vectorial para determinar el vector medio (<i>mean vector</i>) (a) 4 vectores originales con magnitud unitaria; (b) adición de los 4 vectores ($\hat{\mathbf{W}}$, $\hat{\mathbf{X}}$, $\hat{\mathbf{Y}}$ y $\hat{\mathbf{Z}}$) para hallar el vector resultante ($\hat{\mathbf{r}}$) y; (c) vector $\hat{\mathbf{r}}$. (Modificado de (34)).	108
2-61. Diagrama de rosas de los datos aleatorios encontrados.	109
2-62. Macroestructuras de los datos aleatorios encontrados.	110
3-1. Martillo de rebote de Schmidt Tipo L.	119
3-2. Máquina de corte con disco diamantino donde se cortaron los núcleos empleados para la obtención de datos de laboratorio.	125
3-3. Máquina de corte con disco diamantino con núcleo de roca media caña.	126
3-4. Formas típicas de fracturas en núcleos de roca: (a) PLT de forma axial; (b) y (c) PLT de forma diametral (modificado de (49)).	127
3-5. Equipo de carga puntual marca CONTROLS [®] 5 con un espécimen de núcleo de roca a media caña listo a ser fallado.	130
3-6. Caja con especímenes donados por la empresa minera para el trabajo investigativo. (El largo del bolígrafo es de 10,8 cm y se emplea como escala.	132
3-7. Especímen siendo pesado.	134
3-8. Especímen siendo medido geométricamente.	135
3-9. Especímen siendo montado en la máquina de ensayos para someterlo al ensayo de carga puntual.	136
3-10. Especímen fallado mediante el ensayo de carga puntual.	137
3-11. Factor K_{PTL} (modificado de (33)).	138
3-12. Núcleo de caña completa. La flecha vertical indica el punto de generación de fuerza P (KN).	139
3-13. Núcleo de media caña. La flecha vertical indica el punto de generación de fuerza P (KN).	142
3-14. Máquina para realización del ensayo de compresión uniaxial con espécimen de roca. 1. Pistón, 2. Rótula, 3. Plato superior, 4. Plato inferior, 5. Núcleo de roca. 147	

3-15. Relación del comportamiento de cada conjunto, identificado con el valor de σ_{RL} (MPa).	158
3-16. Relación de comportamiento de especemínes según ID , profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de caña completa.	159
3-17. Relación de comportamiento de especemínes según ID , profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de media caña.	160
3-18. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{ci} (Mpa) <i>vs.</i> diámetro D_n (mm) según cada espécimen de núcleos de caña completa.	161
3-19. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{cci} (Mpa) <i>vs.</i> diámetro D_c (mm) según cada espécimen de núcleos de media caña.	162
3-20. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) <i>vs.</i> diámetro de cada espécimen en milímetros.	163
3-21. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{cci} (Mpa) (ajustado según la ecuación 3-16) <i>vs.</i> diámetro D_c (mm) según cada espécimen de núcleos de media caña.	165
3-22. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) <i>vs.</i> Diámetro de cada espécimen (mm), ajustado con la ecuación 3-16.	166
3-23. Relación de comportamiento de especímenes según ID , profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de caña completa.	167
3-24. Relación de comportamiento de especemínes según ID , profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de media caña.	169
3-25. Esfuerzo a compresión uniaxial σ (Mpa) <i>vs.</i> Diámetro D_N (mm) según cada espécimen para núcleos de caña completa.	170
3-26. Esfuerzo a compresión uniaxial σ_m (Mpa) <i>vs.</i> diámetro D_n (mm) según cada espécimen para núcleos de media caña.	172
3-27. Esfuerzo a compresión uniaxial de los núcleos de caña completa y los de media caña (MPa) <i>vs.</i> Diámetro de cada espécimen (mm).	173
3-28. Esfuerzo a compresión uniaxial σ_m (Mpa) (tras apicar la ecuación 3-17) <i>vs.</i> diámetro D_n (mm) según cada espécimen para núcleos de media caña.	175
3-29. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) <i>vs.</i> Diámetro de cada espécimen en milímetros, ajustado con la ecuación 3-17.	177
4-1. Ejemplo de cálculo para un sondaje de 200 cm.	181
4-2. Correlación entre el índice DRI (MPa) y la tasa de perforabilidad (modificado de (64)).	186
4-3. Relación entre la abrasión (AV) y el contenido de Cuarzo (q %) o de Anfibolita (a %) en la matriz rocosa (64)).	187
4-4. Correlación entre el índice DRI (MPa) y el índice BWI (modificado de (64)).	188

4-5. Esquema general (modificado de: (68))	192
4-6. Barrenos de expansión y barreno cargado (modificado de (68)).	194
4-7. Área de los barrenos de expansión necesaria (modificado de (71)).	195
4-8. Distancia entre barrenos de la primera voladura en el area del cuele, donde $d_1 = d_2$ (modificado de (68)).	196
4-9. Resultados de voladuras para distintas distancias entre barrenos cargados y no cargados (modificado de (72)).	197
4-10. Esquema de cuele cuadrado (primera abertura).	200
4-11. Esquema del contra cuele (segunda abertura).	202
4-12. Esquema del contra cuele (tercera abertura).	204
4-13. Configuración geométrica de la excavación.	211
4-14. Secuencia de voladura en túneles: (a) y (b) voladura del cuele; (c) voladura de los demás barrenos y (d) finalización de la voladura (68).	215
A-1. Macroestructuras encontradas en la zona 1.	227
A-2. Diagrama de rosas propias de la zona 1.	228
A-3. Macroestructuras encontradas en la zona 2.	229
A-4. Diagrama de rosas propias de la zona 2.	230
A-5. Macroestructuras encontradas en la zona 3.	231
A-6. Diagrama de rosas propias de la zona 3.	232
A-7. Macroestructuras encontradas en la zona 4.	233
A-8. Diagrama de rosas propias de la zona 4.	234
A-9. Macroestructuras encontradas en la zona 5.	235
A-10. Diagrama de rosas propias de la zona 5.	236
A-11. Macroestructuras encontradas en la zona 6.	237
A-12. Diagrama de rosas propias de la zona 6.	238
A-13. Macroestructuras encontradas en la zona 7.	239
A-14. Diagrama de rosas propias de la zona 7.	240
A-15. Macroestructuras encontradas en la zona 8.	241
A-16. Diagrama de rosas propias de la zona 8.	242
A-17. Macroestructuras encontradas en la zona 9.	243
A-18. Diagrama de rosas propias de la zona 9.	244
A-19. Macroestructuras encontradas en la zona 10.	245
A-20. Diagrama de rosas propias de la zona 10.	246
B-1. Macroestructuras propias del pilar 1.	247
B-2. Diagrama de rosas propias del pilar 1.	248
B-3. Macroestructuras propias del pilar 2.	249
B-4. Diagrama de rosas propias del pilar 2.	250
B-5. Macroestructuras propias del pilar 3.	251
B-6. Diagrama de rosas propias del pilar 3.	252

B-7. Macroestructuras propias del pilar 4.	253
B-8. Diagrama de rosas propias del pilar 4.	254
B-9. Macroestructuras propias del pilar 5.	255
B-10 Diagrama de rosas propias del pilar 5.	256
B-11 Macroestructuras propias del pilar 6.	257
B-12 Diagrama de rosas propias del pilar 6.	258
C-1. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 1 (ver tabla 3-1).	259
C-2. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 2 (ver tabla 3-1).	260
C-3. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 3 (ver tabla 3-1).	261
C-4. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 4 (ver tabla 3-1).	261
C-5. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 5 (ver tabla 3-1).	262
C-6. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 6 (ver tabla 3-1).	263
C-7. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 7 (ver tabla 3-1).	263
C-8. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 8 (ver tabla 3-1).	264
C-9. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 9 (ver tabla 3-1).	265
C-10 Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial <i>in situ</i> (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 10 (ver tabla 3-1).	265
D-1. Comportamiento espécimen N16(1) (ver tabla 3-6).	267
D-2. Comportamiento espécimen N16(2) (ver tabla 3-6).	268
D-3. Comportamiento espécimen N16(3) (ver tabla 3-6).	269
D-4. Comportamiento espécimen N17(A) (ver tabla 3-6).	270
D-5. Comportamiento espécimen N17(B) (ver tabla 3-6).	271
D-6. Comportamiento espécimen N18(A) (ver tabla 3-6).	272
D-7. Comportamiento espécimen N18(B) (ver tabla 3-6).	273
D-8. Comportamiento espécimen N18(C) (ver tabla 3-6).	274
D-9. Comportamiento espécimen N18(D) (ver tabla 3-6).	275
D-10 Comportamiento espécimen N19(A) (ver tabla 3-6).	276
D-11 Comportamiento espécimen N19(B) (ver tabla 3-6).	277
D-12 Comportamiento espécimen N19(C) (ver tabla 3-6).	278
D-13 Comportamiento espécimen N23(A) (ver tabla 3-6).	279

D-14	Comportamiento espécimen N23(B) (ver tabla 3-6).	280
D-15	Comportamiento espécimen N7A(1) (ver tabla 3-5).	281
D-16	Comportamiento espécimen N7A(2) (ver tabla 3-5).	282
D-17	Comportamiento espécimen N7B (ver tabla 3-5).	283
D-18	Comportamiento espécimen N8B (ver tabla 3-5).	284
D-19	Comportamiento espécimen N9 (ver tabla 3-5).	285
D-20	Comportamiento espécimen N10A(1) (ver tabla 3-5).	286
D-21	Comportamiento espécimen N10A(2) (ver tabla 3-5).	287
D-22	Comportamiento espécimen N10B(1) (ver tabla 3-5).	288
D-23	Comportamiento espécimen N10B(2) (ver tabla 3-5).	289
D-24	Comportamiento espécimen N10C (ver tabla 3-5).	290
D-25	Comportamiento espécimen N11(1) (ver tabla 3-5).	291
D-26	Comportamiento espécimen N11(2) (ver tabla 3-5).	292
D-27	Comportamiento espécimen N12(B) (ver tabla 3-5).	293
D-28	Comportamiento espécimen N15A(1) (ver tabla 3-5).	294
D-29	Comportamiento espécimen N15A(2) (ver tabla 3-5).	295
D-30	Comportamiento espécimen N15A(2) (ver tabla 3-5).	296
D-31	Comportamiento espécimen N21(A) (ver tabla 3-5).	297
D-32	Comportamiento espécimen N21(B) (ver tabla 3-5).	298
D-33	Comportamiento espécimen N21(C) (ver tabla 3-5).	299
D-34	Comportamiento espécimen N20(A) (ver tabla 3-5).	300
D-35	Comportamiento espécimen N20(B) (ver tabla 3-5).	301

Lista de Tablas

1-1. Métodos y modos de operación (modificado de (7)).	10
2-1. Macroestructuras propias del pilar 1 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (<i>Dip/DipDir</i>).	57
2-2. Macroestructuras propias del pilar 2 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (<i>Dip/DipDir</i>).	59
2-3. Macroestructuras propias del pilar 3 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (<i>Dip/DipDir</i>).	61
2-4. Macroestructuras propias del pilar 4 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (<i>DIP/DIPDIR</i>).	63
2-5. Macroestructuras propias del pilar 5 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (<i>Dip/DipDir</i>).	65
2-6. Macroestructuras propias del pilar 6 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (<i>Dip/DipDir</i>).	67
2-7. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 1.	68
2-8. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 2.	70
2-9. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 3.	71
2-10. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 4.	73
2-11. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 5.	73
2-12. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 6.	75
2-13. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 7.	76
2-14. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 8.	77
2-15. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 9.	78
2-16. Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 10.	79
2-17. Análisis por el método de Bingham para el plano A.	94
2-18. Análisis por el método de Bingham para el plano B.	94
2-19. Parámetros K y C para los planos A y B.	97
2-20. Ejemplo de 4 observaciones estructurales (34).	106
2-21. Aplicación de la ecuación 2-30 al ejemplo de las 4 observaciones (34).	106
2-22. Resultado del tratamiento estadístico aplicado al conjunto familia.	108
2-23. Resultado del tratamiento estadístico aplicado al conjunto aleatorio.	111
2-24. Identificación de zonas de interés.	113

3-1. Valor de σ_{RL} asociado a cada una de las zonas donde se empleó el martillo Schmidt.	123
3-2. Resultados del ensayo <i>PLT</i> realizado a 15 núcleos de caña completa.	140
3-3. Resultados del ensayo <i>PLT</i> realizado a 23 núcleos de media caña.	143
3-4. Esfuerzo compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña.	145
3-5. Resultados del ensayo <i>UCS</i> realizado a 20 núcleos de caña completa.	151
3-6. Resultados del ensayo <i>UCS</i> realizado a 14 núcleos de media caña.	151
3-7. Valores de σ_{RL} (MPa) en el conjunto 1.	156
3-8. Valores de σ_{RL} (MPa) en el conjunto 2.	157
3-9. Valores de σ_{RL} (MPa) en el conjunto 3.	157
3-10. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña, ajustado según la ecuación 3-16.	165
3-11. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña, ajustado según la ecuación 3-17.	175
4-1. Valor de <i>RQD</i> (%) en cada zona de exploración geotécnica.	182
4-2. Valor de <i>RQD</i> (%) en relación con la calidad de la roca (Modificada de: (63)).	183
4-3. Valor de <i>DRI</i> en relación con σ y con $I_s(50)$	184
4-4. Clasificación del macizo rocoso en función del valor de <i>DRI</i> (modificado de: (66)).	185
4-5. Factor de corrección <i>SJF</i> (modificado de (74)).	199
4-6. Diseño del cuele.	201
4-7. Número de barrenos por zona y carga de explosivo (Indugel plus AP (32 mm)) asociada.	212
4-8. Número de cajas y de cartuchos de Indugel plus AP por voladura, según la carga por zona (kg), indicada en la tabla 4-7	213
4-9. Relación entre cartuchos de Indugel plus AP por voladura (<i>kg</i>), hasta voladura número 35.	213

1. Capítulo 1.

El presente trabajo de investigación busca analizar el comportamiento de un macizo rocoso, comprendiendo primero su influencia en el medio de trabajo desde la mecánica de rocas, por eso, incluye dentro de sus alcances, la aplicación de los principios de la física mecánica para el diseño en el material rocoso, basado en un sistema de extracción de minerales mediante la técnica de perforación y voladura de rocas.

Partiendo de lo básico, el Comité Nacional de Mecánica de Rocas de EE.UU en 1964 y posteriormente, modificado una década después, concluyen que la mecánica de rocas es la ciencia teórica y aplicada al comportamiento mecánico de los macizos rocosos; esta es la rama de la mecánica que se ocupa de la respuesta de los macizos rocosos y de la roca en el campo de su ambiente físico (1), pues, para el caso de extracción de minerales metálicos, el ambiente presenta un dominio del comportamiento geológico con actuación antrópica e hídrica constante, siendo este tipo de características las que hay que tener en cuenta, para una aplicación propositiva.

Por tanto, se aborda el sistema petrográfico por medio del análisis de secciones delgadas, el cual consiste en tomar muestras de roca orientadas dentro del macizo rocoso minado, y al realizar su respectiva interpretación y posterior análisis, empleando métodos estadísticos, se da paso a unos configuradores de un análisis de tipo estructural.

Por este motivo, el trabajo no está solamente incluido dentro de los límites que plantea la definición de esta mecánica, ya que dicha área de la ingeniería es un campo que forma parte del área denominada como geomecánica, la cual se ocupa de las respuestas mecánicas de todos los materiales geológicos, incluyendo suelos y rocas (1), que tras su entendimiento, previene en cierta medida, los desplazamientos que más importan para la correcta gestión de la excavación responsable y selectiva de minerales de interés económico, y ciertos desplazamientos que suelen llevar consigo procesos como la fracturación de la roca, deslizamientos a través de dominios estructurales (diaclasas, pliegues, esquistosidad, fallas, etc.), o flexiones excesivas de las rocas de techos y paredes (2).

De este modo, el estudio de caracterización, por ser un ejercicio teórico, que va en la linealidad del cumplimiento de unos objetivos que están alineados con los principios de aplicación de la mecánica de rocas en la minería subterránea, basándose en premisas simples, y objetivas, por ejemplo, a un macizo rocoso se le puede atribuir un sistema de propiedades mecánicas que pueden ser medidas en una prueba estándar o que pueden ser estimados, utilizando técnicas establecidas. En segundo lugar, se afirma que el proceso de la explotación minera

subterránea, genera una estructura rocosa con huecos, elementos de soporte, estribos y que el funcionamiento mecánico de la estructura es favorable al análisis, utilizando los principios de la mecánica clásica, y finalmente, la tercera posición, es la capacidad de predecir y controlar el comportamiento mecánico de la roca caja, donde el proceso de minado puede garantizar o incrementar la seguridad y el comportamiento económico de la mina (1).

Así, los tres principios expuestos son los pilares, que apuntan a posicionar un método de explotación adecuado, con el fin de trabajar determinadas zonas de una mina o su totalidad, pero, además, es importante conocer la influencia de las llamadas propiedades índice, ya que estas varían con la situación geográfica, el nivel de desarrollo de las actividades mineras, así como del factor tiempo, por lo tanto algunos son de fácil valoración, o se pueden encontrar fijos en un lugar o zona de estudio, o todo lo contrario, pueden ser erráticos (2).

Con esto en claro, se define que, uno de los productos más notables que entrega este trabajo, es que la caracterización geomecánica, que facilita de forma significativa el pronóstico sobre el comportamiento del macizo rocoso, disminuyendo la probabilidad de que se produzcan afectaciones de diferentes índoles que puedan atentar tanto la economía como la seguridad de las obras y los trabajadores que se encuentran en ellas (3), por cuanto, el estudio del material rocoso es considerado como el principal insumo para el diseño de las voladuras, el diseño mecánico y aprovechamiento del macizo rocoso para las operaciones, en este caso, mineras.

Además, es importante resaltar, que en algunos macizos rocosos, adicional a su caracterización, es importante definir la parte física del mismo, donde se identifican sus discontinuidades, sin embargo, este último requisito, se puede prever y mantener como punto de reflexión, porque tiene como equilibrio distribuciones de probabilidades, las cuales, por su alta aleatoriedad, se presentan para definir tangencialmente su propósito. De este modo, hacer una caracterización y modelamiento del material rocoso, y de sus fracturas, se realiza para obtener una idea del comportamiento geomecánico y así, identificar el mejor diseño de perforación para su posterior voladura, que se ajusta a la explotación del material, caracterizado y modelado.

Por eso, se menciona que, la investigación, tomó para el estudio, una mina metálica subterránea ubicada en el Municipio de El Líbano en el departamento del Tolima. Los resultados de la investigación dan información importante, hasta ahora escasa, de esta mina, desarrollando las tareas de su voladura y así, mejorar el correcto desempeño de los equipos asociados a esta operación. En otro punto, también, se puede emplear como insumo directo para llevar a cabo un estudio de costo-beneficio en gestión y modelación del riesgo en túneles, guiándose una prevención de accidentes por causa de la actividad minera, a partir de las condiciones del macizo rocoso, o bien para iniciar una campaña de modelación de aguas subterráneas, las cuales pueden obstruir el normal crecimiento de las actividades mineras y además, alterar las condiciones mecánicas del macizo rocoso, conllevando al "no minado" de zonas específicas

dentro del título de concesión, aunque existan reservas explotables, o bien realizar un modelo de minado de pilares para mayor recuperación del mineral valioso del yacimiento, cuando se realice el retroceso de operaciones y recuperación final de reservas.

A fin de cuentas, y a partir de la investigación, también se obtiene un conocimiento preciso de las condiciones del terreno, para, un posible cierre técnico de la mina, o para relacionarlo con las estimaciones previas de las reservas minables.

1.1. Introducción.

Para definir un panorama general que apunte a resolver el manejo y entendimiento del proceso investigativo, en primera instancia, se recurre a los principios expuestos por, Terzaghi, Bieniawski & Hoek, importantes investigadores en el área de la geomecánica, que analizan los conceptos claves dentro del estudio de la ingeniería de rocas, así como los procedimientos de toma y calidad de datos generados en campo (datos de partida); por ejemplo:

Terzaghi, (1.946), afirma que:

Since joints are among the most important causes of excessive overbreak and of trouble with water, they always deserve careful consideration (4).

Por su parte, Bieniawski, (1.984), agrega que:

Provision of reliable input data for engineering design of structures in rock is one of the most difficult tasks facing engineering geologists and design engineers. It is extremely important that the quality of the input data matches the sophistication of the design methods (4).

Finalmente, el aporte de Hoek, (1.994), es claro para consolidar una reflexión de este campo, puesto que:

I see almost no research effort being devoted to the generation of the basic input data which we need for our faster and better models and our improved design techniques (4).

Por este motivo, es que, los ingenieros debemos establecer correctamente las propiedades del material rocoso y sus estados preexistentes de esfuerzos, ya que estos deben ser relacionados con los fundamentos del proyecto ingenieril a seguir (5). En este sentido, dentro de la totalidad de la industria minera Colombiana tanto el conocimiento del estado preexistente de esfuerzo así como de las propiedades índice, es importante, las características mecánicas del macizo rocoso, las cuales han sido un insumo escaso o inexistente en muchas de las operaciones, lo mismo ocurre con las fracturas en diversas escalas dentro del material rocoso.

La respuesta del macizo rocoso frente a su explotación sin bases geomecánicas es la generación de problemas, como el desprendimiento de bloques. Por ello, si a este efecto se le suma que los pocos insumos investigados en la práctica minera parten de la toma de datos y posterior interpretación con errores, es fácil suponer que los problemas continuarán afectando el normal desarrollo de las actividades de extracción de minerales, en especial, donde los recursos económicos son bajos respecto a las exigencias operativas, administrativas e ingenieriles, ajustándoles perfectamente a la identificación de zonas de debilidad mecánica o bien la delimitación de zonas con comportamientos dominados por estructuras geológicas.

En ese sentido, para entender el comportamiento de la roca, es recomendable que la información básica que se utiliza para la descripción visual (micro y macrodescripción), incluya: alteraciones del material rocoso, presencia de fracturas a diferentes escalas, y parámetros como el grado de porosidad, etc., (5), los cuales caracterizan el comportamiento de la roca sometida a ensayos de laboratorio. Finalmente, con estos datos se realiza una interpretación y análisis estadístico cuyo objetivo fue reflexionar sobre la actividad minera con el entorno geológico, y así, llevar el conocimiento a estados avanzados de interpretación de datos, teniendo en cuenta los dos aspectos clave para la realización de obras de ingeniería subterráneas (mineras o civiles) que parten de la teoría de elasticidad (5):

1. En el caso de una obra subterránea, el piso estará afectado en diferentes proporciones con respecto al techo o las paredes de la excavación subterránea; los estados de esfuerzos alrededor del mundo, presentan una componente horizontal mayor que la componente vertical,
2. el resultado de estos aspectos es la adición de diversos tipos de refuerzos al túnel, de diferente magnitud y en diferentes direcciones alrededor de la excavación, según sea el caso.

Partiendo de la teoría de la elasticidad, básicamente, la componente vertical del esfuerzo es causada por el peso del o de los materiales sobre un punto dado; mientras que la componente horizontal se debe comúnmente a fuerzas de carácter tectónico, orogénico, o respuesta del terreno frente a discontinuidades (5).

Por eso, dichos esfuerzos crean una respuesta en el macizo rocoso, cuando a este se desconfinan (se perturba el medio ambiente: físico natural), generando un nuevo estado de esfuerzos en la periferia de la excavación, siendo una respuesta y un cambio en sus estados iniciales, por lo tanto, el macizo rocoso se debería entender como una zona de perturbación alrededor de la excavación subterránea, o bien, como una región donde el estado original de la masa rocosa *in-situ*, ha sido afectado (6).

Por tanto, así, se pensaría que la extracción de material rocoso por medio de la voladura de rocas alteraría notablemente el macizo rocoso circundante. Con el fin de que dicha alteración sea mínima, se debe entender todo el ambiente físico natural como un medio dinámico de

trabajo, debido a que, para esta investigación, la correcta comprensión del macizo rocoso como medio dinámico parte de las siguientes pautas:

1. La correcta comprensión de geología regional y local de la zona,
2. el entendimiento del significado y la influencia de las fracturas en el medio rocoso,
3. la identificación de zonas de debilidad del macizo rocoso,
4. realizar arreglos estadísticos necesarios, basados en recopilación de información obtenida en campo y de ensayos de laboratorio,
5. valorar el macizo rocoso en términos de clasificaciones geomecánicas, y finalmente,
6. interpretar la información de salida.

De todas formas y agregando más para el estudio, es necesario que se plantee una generalización del trabajo investigativo, el cual, también se apoya en: la cuantificación de los parámetros de resistencia y deformación que gobiernan el comportamiento tenso - deformacional de cualquier excavación. Este es uno de los principales problemas que enfrenta la mecánica de rocas, lógicamente basado en aspectos geológicos. Cuantos más parámetros se logren incorporar, más representativo será el comportamiento real del macizo (3).

Con esto claro, se ratifica que este ambiente de trabajo, será estructurado bajo un método de explotación minera (que genera dinamismo por las alteraciones constantes provocadas al macizo rocoso), cuyo objetivo final sería, que independientemente de la técnica minera adoptada para la extracción del mineral, se posea las bases técnicas adecuadas y necesarias para cumplir en el largo plazo con cuatro procesos esenciales dentro del trato de la mecánica de rocas; así:

1. Asegurar la estabilidad global de la estructura minera, definida por las principales características geológicas y mecánicas de las fuentes de mineralización y de la roca de caja (1),
2. proteger los túneles de ventilación, de acceso y nichos de resguardo de personal y de servicios de emergencia durante la vida del proyecto (1),
3. proporcionar un acceso seguro a los lugares de trabajo en y alrededor de los centros de producción de mineral, y,
4. preservar la condición mecánica del macizo rocoso que contenga las reservas de mineral explotable, así como el del material minado (1).

1.2. Hipótesis.

En Colombia, como en el sitio de estudio de esta investigación, existe un material rocoso que no ha sido caracterizado ni descrito de manera clara, para la fácil comprensión de personas con fundamentos básicos de geomecánica; por ejemplo, es el caso particular de estudiantes universitarios o ingenieros junior. Esta falencia en cuanto al desconocimiento de los factores de esta área, da como resultado una incorrecta manera de realizar una adecuada toma de datos y análisis de los mismos, los cuales son base para cualquier proyecto ingenieril en roca, en este caso, si su uso no está determinado por un buen sistema, en muchas ocasiones, habrán fallas en las etapas de diseño y construcción de este tipo de proyectos.

Según lo anterior, se asume la siguiente hipótesis de trabajo:

Es posible realizar un manual tipo paso a paso, dirigido a estudiantes de pregrado, postgrado e ingenieros junior, para lograr una configuración geométrica de una excavación subterránea basada en una caracterización geomecánica.

1.3. Objetivos del trabajo investigativo.

1.3.1. General.

El objetivo general de la presente investigación es:

Definir el diseño geométrico de un esquema de perforación y voladura de roca, basado en una caracterización mecánica del material rocoso de la mina «El Gran Porvenir del Líbano».

1.3.2. Específicos.

1. Identificar zonas de debilidad al interior de la mina,
2. llevar a cabo un reconocimiento de las características mecánicas del material rocoso proveniente de la mina, en términos del comportamiento de la resistencia a la compresión uniaxial *in situ* y de ensayos de laboratorio en núcleos de roca de caña completa y de media caña, y,
3. basado en la caracterización del material rocoso, elaborar un esquema geométrico de la excavación subterránea para producción minera.

1.4. Metodología propuesta.

Para constituir un trabajo sensible y regido, a la caracterización científica del caso, se hace uso, en parte, de una postura metodológica, la cual busca: contestar las preguntas asociadas

a la creación de modelos de mecánica de rocas y diseños de ingeniería tales como: ¿Cuánta información es requerida para soportar un modelo y un diseño?; ¿Cómo saber si la información de apoyo es la adecuada?; ¿Todos los parámetros necesarios se han incluido en el modelado?; ¿Son los valores de estos parámetros lo suficientemente exactos y precisos?; ¿Y, dado que cada proyecto y cada ejercicio de modelado son diferentes, hasta qué punto puede esta información ser especificada?. Se propone seguir un esquema gráfico en el cual se presentan cuatro métodos (A, B, C y D), según dos situaciones de tratamiento de información, donde la primera se basa en un diseño de análisis prospectivo, mientras que la segunda situación se basa en un diseño basado en el análisis retrospectivo (7).

Por consiguiente, y para tener una idea más clara de este hecho, el esquema 1-1, muestra la modelización de los cuatro métodos (A, B, C y D).

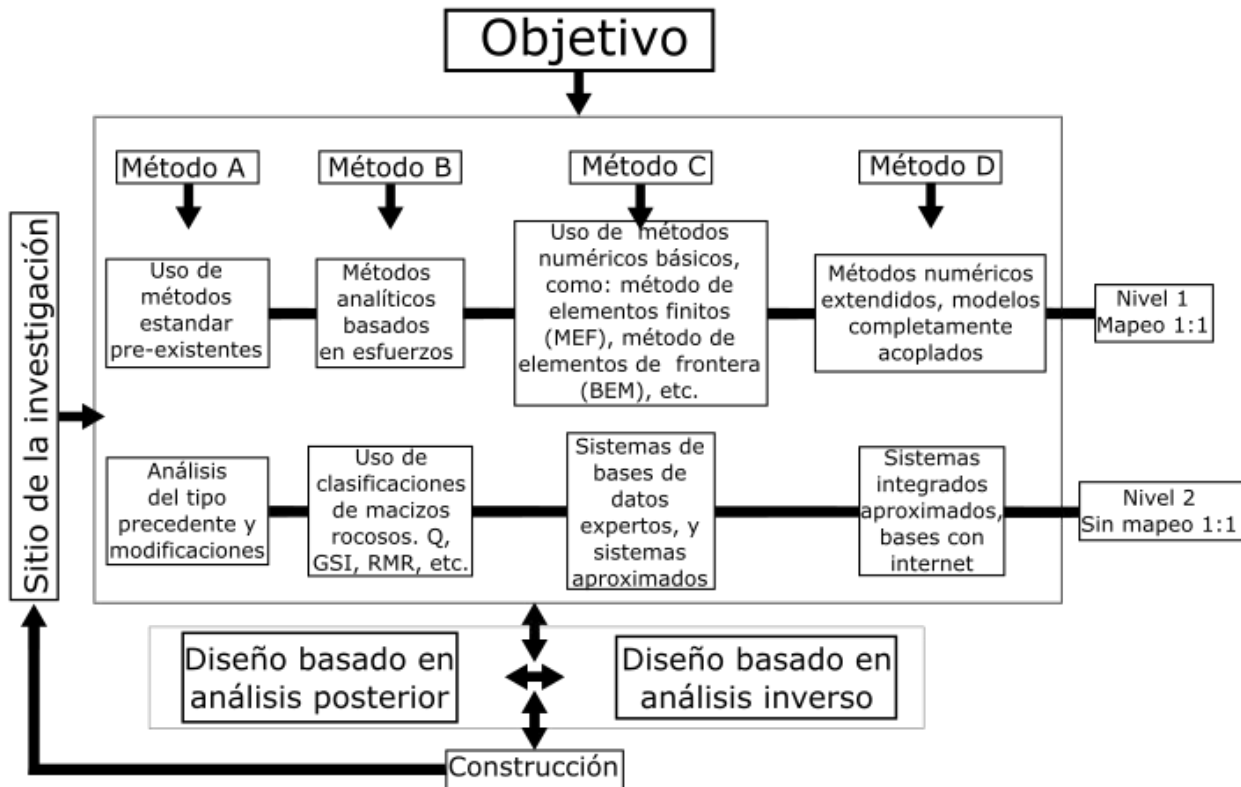


Figura 1-1. Diagrama de flujo general para modelizar en mecánica de rocas (modificado de (7)).

Fuente: (7).

Ahora si, para tener una visión descriptiva se hace uso de los métodos: A, B, C y D, que ya se mencionaron en la figura 1-1, y que se muestran en la siguiente categorización:

Métodos	Modo de operación
A (Nivel 1):	Establecer el método de diseño de uso pre-existente, empleando datos que provienen del lugar de estudio y de sus consideraciones generales.
B (Nivel 1): Métodos analíticos.	Realizar cálculos de relación entre esfuerzos y deformaciones en el terreno, mediante ecuaciones matemáticas que empleen datos de entrada tales como: proyecciones geométricas de túneles, esfuerzos <i>in situ</i> del macizo rocoso, o esfuerzos del mismo.
C & D (Nivel 1): Métodos numéricos básicos y extendidos.	Emplea modelos numéricos basados en representaciones continuas o discontinuas de una región del macizo rocoso en la investigación. Por su parte, los modelos numéricos son constitutivos y son asociados a criterios de falla, manejados de manera implícita. Así, los resultados obtenidos de los modelos matemáticos del sitio de investigación, es posible delimitar zonas de falla, desplazamientos y campos de esfuerzos. El método D, presenta modelos termo-hidro-mecánicos que pueden ser incorporados a los constitutivos mencionados con anterioridad, con el fin de reforzar las conclusiones.
A (Nivel 2): Análisis tipo precedente.	La base del método es la de establecer: qué proyectos previos fueron ejecutados en la zona de estudio, analizarlos, interpretarlos y catalogarlos (proyectos tales como un túnel vial o un talud). Además, el uso del análisis de tipo precedente, PTA (por sus siglas en inglés <i>Precedent type analyses</i>) tiene bases similares a las mencionadas en los métodos del Nivel 1. Por ejemplo, si se poseen resultados de una caracterización de la roca <i>in situ</i> , estos se pueden comparar con los resultados de proyectos anteriores realizados de la zona, analizarlos y ofrecer conclusiones.

<p>B (Nivel 2): Clasificación de rocas.</p>	<p>Este método se basa en generar las tablas de clasificaciones geomecánicas y obtener resultados en términos de <i>RMR</i>, <i>Q</i> o <i>GSI</i> con el fin de producir índices y parámetros que ayuden a concluir variables tales como: la calidad del roca o del macizo rocoso, el soporte que requiere la masa rocosa en un determinado proyecto o la generación de relaciones empíricas entre dichas clasificaciones geomecánicas.</p>
<p>C (Nivel 2): Métodos sistemáticos básicos.</p>	<p>Emplea la totalidad de los métodos de aproximación de resultados, que han sido utilizados en la ingeniería de sistemas, y fueron aplicados a la mecánica rocas, esto con el fin de establecer que tan interactivos y dominantes son las variables y los parámetros en un sistema modelado bajo un marco de referencia para dar solución a un proyecto en específico o, también se emplean para dar a conocer, qué tan razonable o incierta es la solución de dicho problema específico. En este tipo de métodos es usual emplear técnicas como las llamadas redes neuronales.</p>
<p>D (Nivel 2): Aproximación a sistemas integrados.</p>	<p>No está totalmente desarrollado, ya que este método, consiste en una integración (ambiciosa) que combina sistemas de información de alto nivel, usando técnicas de procesamiento de datos, el uso de internet, múltiples y paralelas herramientas de computo, etc.</p>

Tabla 1-1.: Métodos y modos de operación (modificado de (7)).

Fuente: (7).

El proceso de *Step by step* sugerido por Feng & Hudson, (2010) (7), de la figura **1-2**, presenta siete etapas de diseño asociadas a un contenido específico, en el cual se debe cumplir cada paso según una de las siguientes tres dimensiones en el proceso de diseño y modelización en proyectos asociados a la mecánica de rocas:

1. Evaluación general (evaluación prospectiva),
2. diseño inicial (diseño preliminar), y,
3. diseño final (diseño definitivo).

A continuación se presenta el diagrama *step by step* sugerido por Feng & Hudson (2010), que sigue el proceso mencionado con anterioridad:

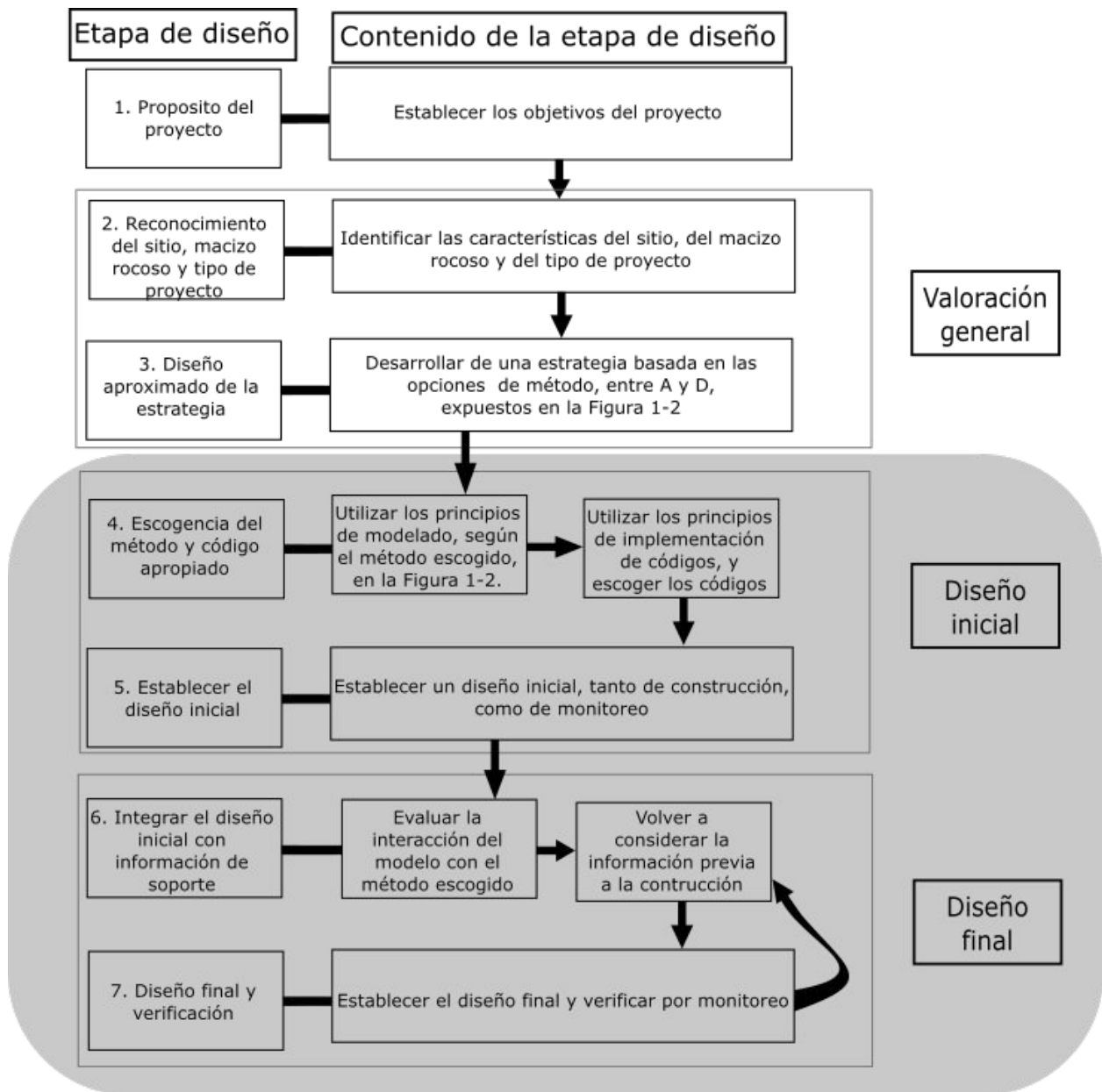


Figura 1-2. Diagrama de flujo *step by step* para modelar en mecánica de rocas (modificado de (7)).

Fuente: (7).

Teniendo en cuenta, el *step by step*, el presente trabajo, tendrá en cuenta la siguiente metodología:

- Realizar una sólida recopilación de información especializada, que permita asumir el reto con las disposiciones investigativas de vanguardia en el medio, posibilitando así, un *state of art* del objeto de esta investigación,

- medir con el martillo Schmidt los valores de rebote R_L de diversas paredes de material rocoso dentro de la mina. Esto estará relacionado con una descripción del tipo de roca, y en especial con la proporción de minerales para cada tipo,
- hacer ensayos de resistencia a compresión uniaxial del material rocoso, a partir de muestras de núcleos de roca,
- realizar ensayos de carga puntual simple, en algunos núcleos de roca de forma completa, y otros de media caña,
- analizar secciones delgadas del material rocoso obtenido de las paredes de la mina,
- procesamiento teórico de la información obtenida, realizar arreglos estadísticos necesarios, así como la implementación de modelos numéricos basados en recopilación de información de campo y de ensayos en laboratorio, y,
- elaborar un diseño geométrico para ser implementado en la actividad de perforación y voladura, con el fin de obtener una mejora en el rendimiento de esta operación, y producir mayor mineral sin dañar la roca del techo, piso y paredes que limitan la sección de los túneles.

1.5. Justificación.

Generar un procesamiento de datos que exhiba las características típicas de un macizo rocoso, con las cuales, se obtengan un diseño geométrico preciso de una excavación subterránea minera vinculada realmente a las condiciones geomecánicas del sitio de investigación.

2. Capítulo 2

2.1. Ubicación del proyecto

El desarrollo de la investigación, se llevó a cabo en una mina metálica subterránea ubicada en el Municipio de El Líbano en el departamento del Tolima, la cual se llama «El Gran Porvenir del Líbano».

El departamento del Tolima tiene 47 municipios, 15 de ellos creados antes de 1.886, y los demás entre 1.910 y 2.001, siendo el más reciente *Palocabildo*. La creación de municipios en el Tolima estuvo asociada a los momentos más críticos de la confrontación política y, particularmente, de la violencia. Tales fueron los momentos de 1.886 a 1.910, atravesados por guerras civiles y la Guerra de Los mil días; y el período 1.940 a 1.960, durante la llamada violencia de mediados del Siglo XX (9).

En otro punto, se destaca que estos municipios están divididos de manera política, como se muestra a continuación (ver figura **2-1**).

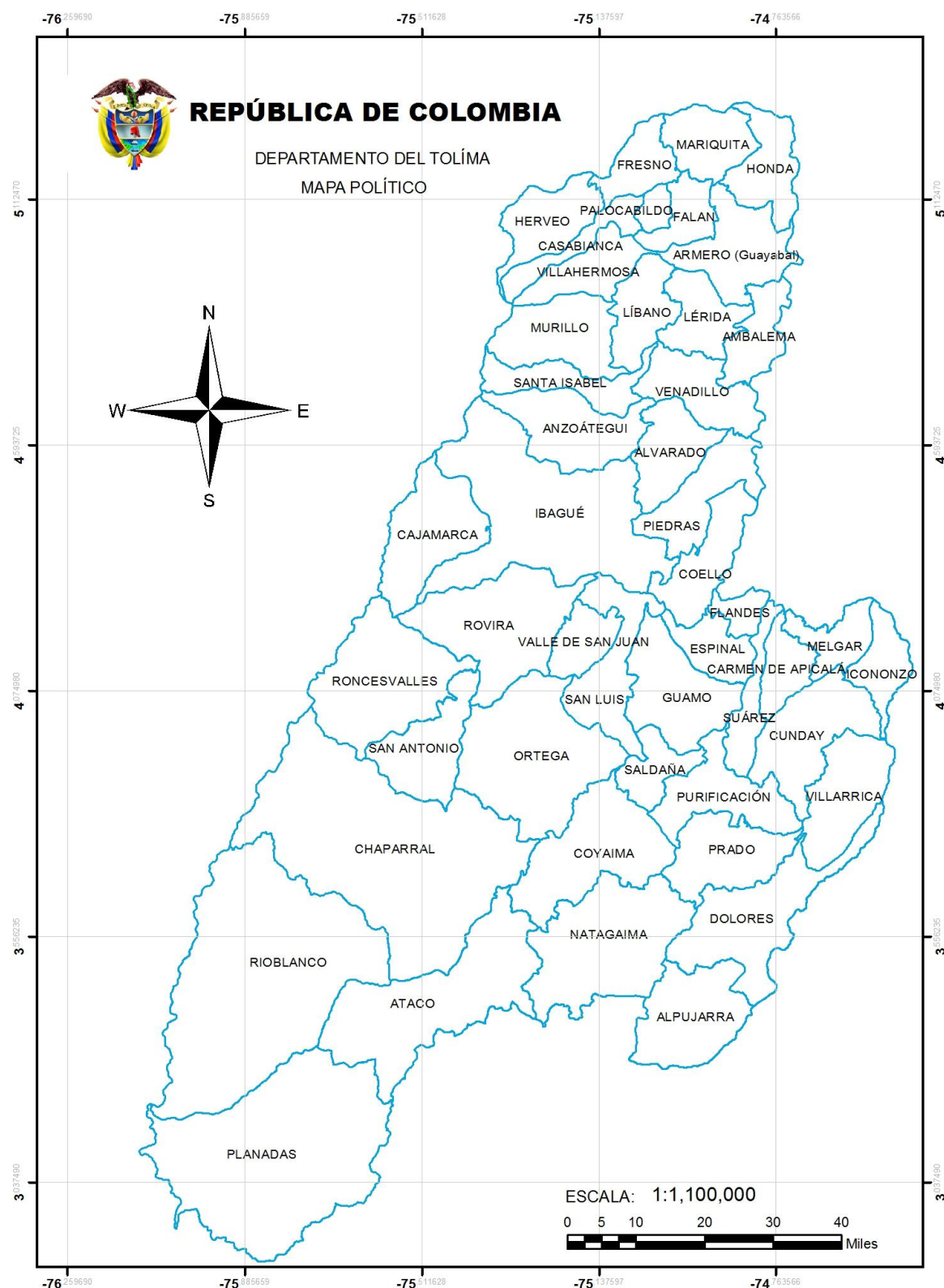


Figura 2-1. Departamento del Tolima, división político administrativa 2012. (modificado de (9)).

Fuente: (9).

Por otra parte, la información general del municipio del Líbano (Tolima), comienza con su descripción física, este se localiza al norte del Departamento del Tolima, su cabecera está situada sobre los 4° 55' de latitud Norte y los 75° 04' de longitud al Oeste de Greenwich y sus límites están establecidos de la siguiente manera:

- Al norte con los municipios de Villahermosa y Armero,
- al occidente con el municipio de Murillo,
- por el oriente con los municipios de Lérída y Santa Isabel,
- en el sur con el municipio de Santa Isabel,
- la extensión total de 299,44 km^2 ,
- en área urbana, la extensión es de 3,28 km^2 ,
- la extensión del área rural es de 296,16 km^2 ,
- la altitud de la cabecera municipal (metros sobre el nivel del mar) es de 1.565 m.s.n.m.,
- Temperatura media: 20°C,
- la distancia de referencia está a 120 Kilómetros a Ibagué.

Ahora, respecto a la ubicación exacta de la mina «El Gran Porvenir del Líbano» en el municipio del Líbano es la siguiente:

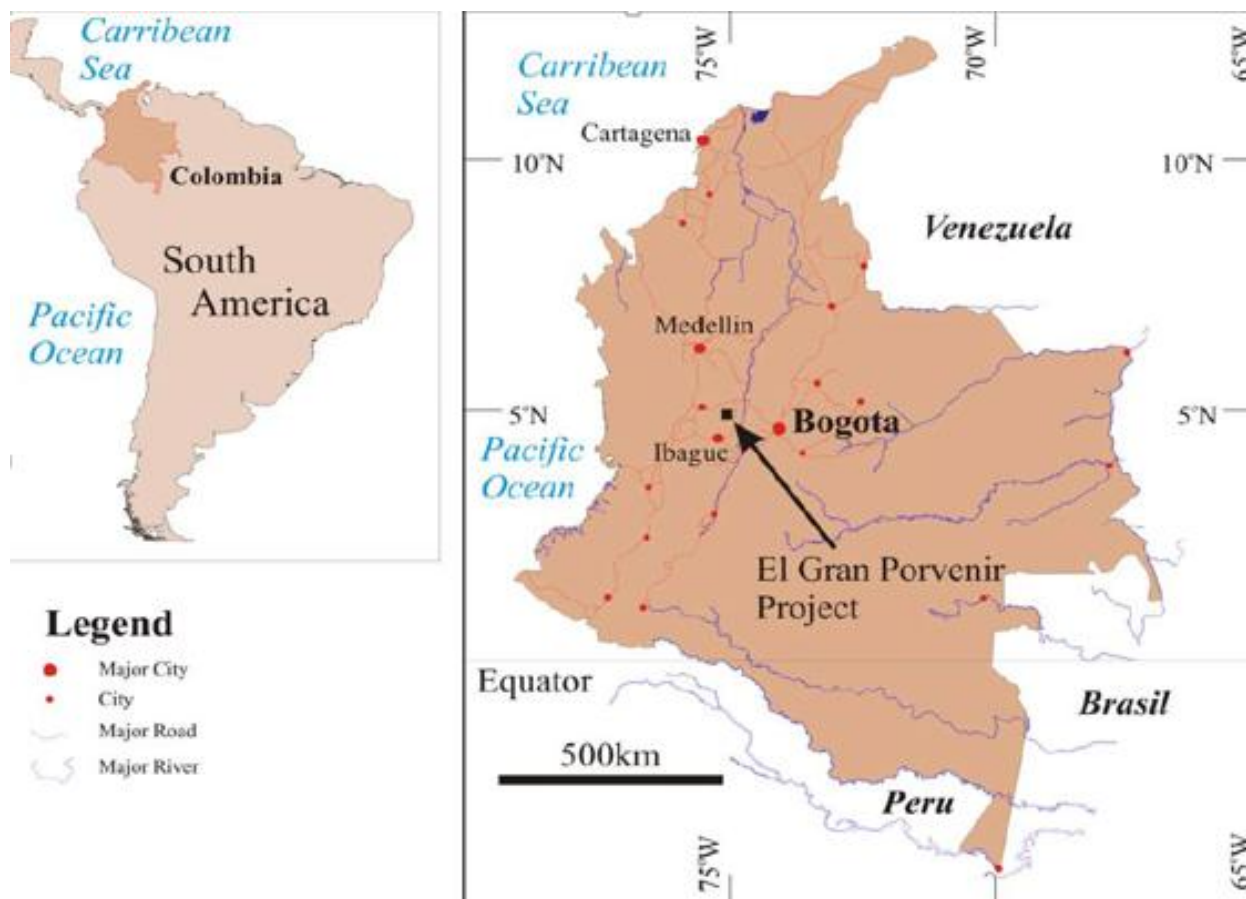


Figura 2-2. Localización mina «El Gran Porvenir del Líbano» en Colombia.

Fuente: (10).

En términos generales la mina «El Gran Porvenir del Líbano» consiste en cuatro áreas de explotación minera junto con seis áreas en exploración geológica, dentro de las concesiones donde se opera dicha mina, las concesiones son para todos los commodities a excepción de las concesiones CCC-111 y 819-73, las cuales son únicamente para oro (10). Además, la propiedad abarca 3.548 hectáreas, donde las concesiones se representan de la siguiente manera:

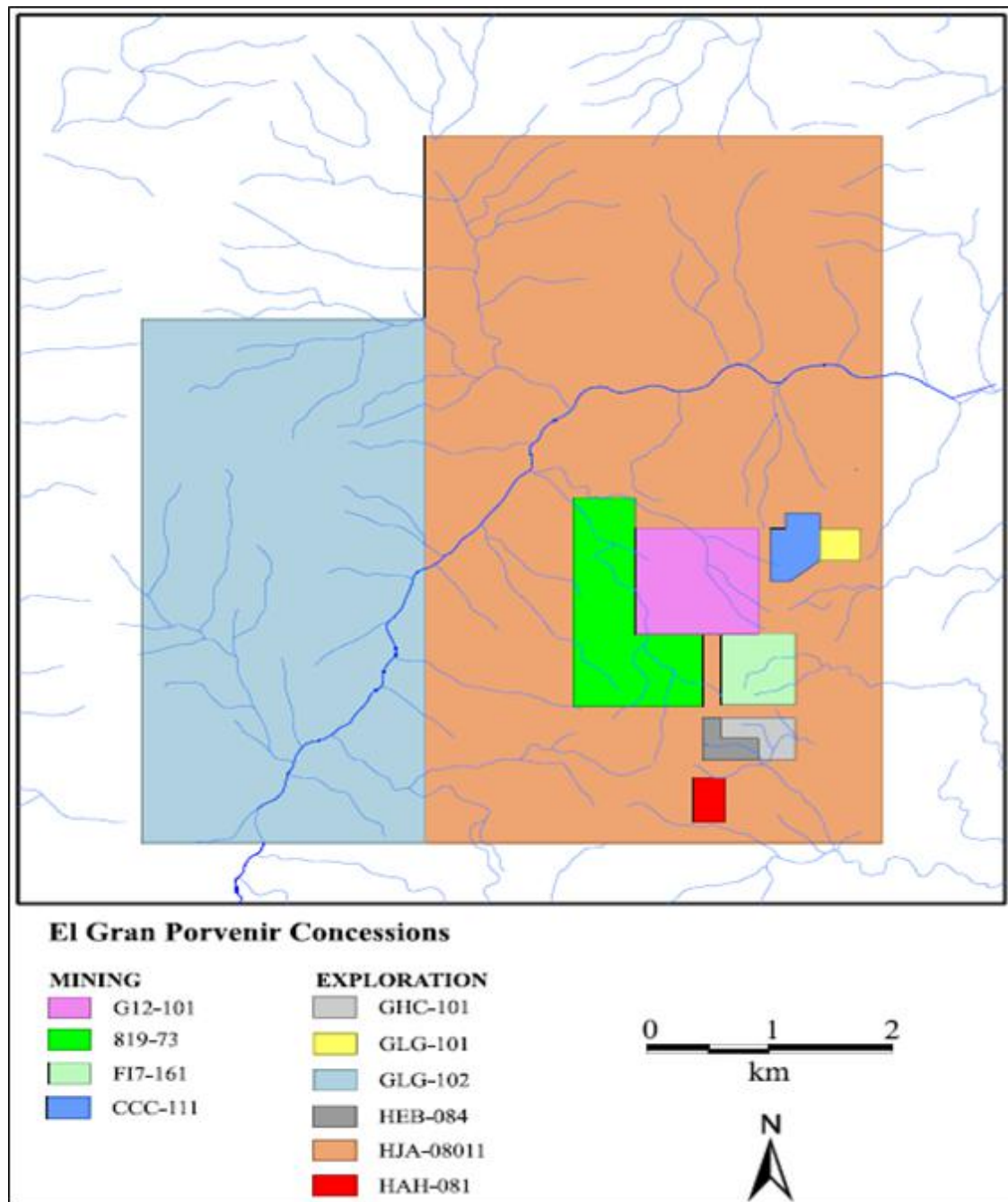


Figura 2-3. Concesiones que componen la propiedad de la mina « El Gran Porvenir del Líbano».

Fuente: (10).

La topografía que indica el área donde se llevan a cabo las operaciones mineras de la empresa, así como la zona de muestreo del proyecto investigativo, se presentan en la figura 2-4.

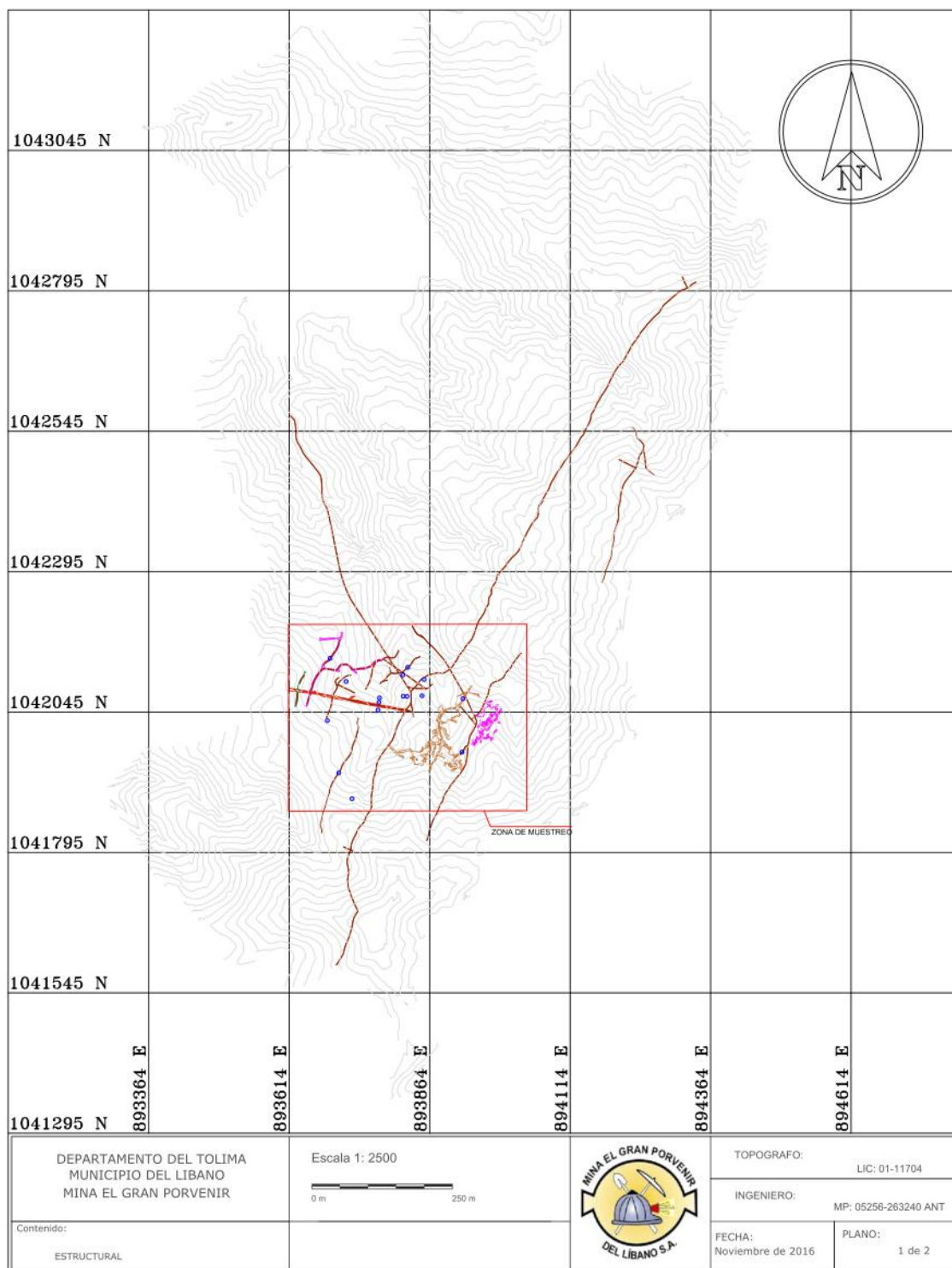


Figura 2-4. Topografía general de la mina « El Gran Porvenir del Líbano».

Fuente: Esta investigación.

En la figura 2-5, se muestran referenciados los seis puntos de recolección de muestras de

mano, que a su vez indican la ubicación de seis pilares mineros. También se identifican las 10 zonas al interior de la mina, de donde, al igual que en los pilares, se registraron datos estructurales útiles para una interpretación geológica.

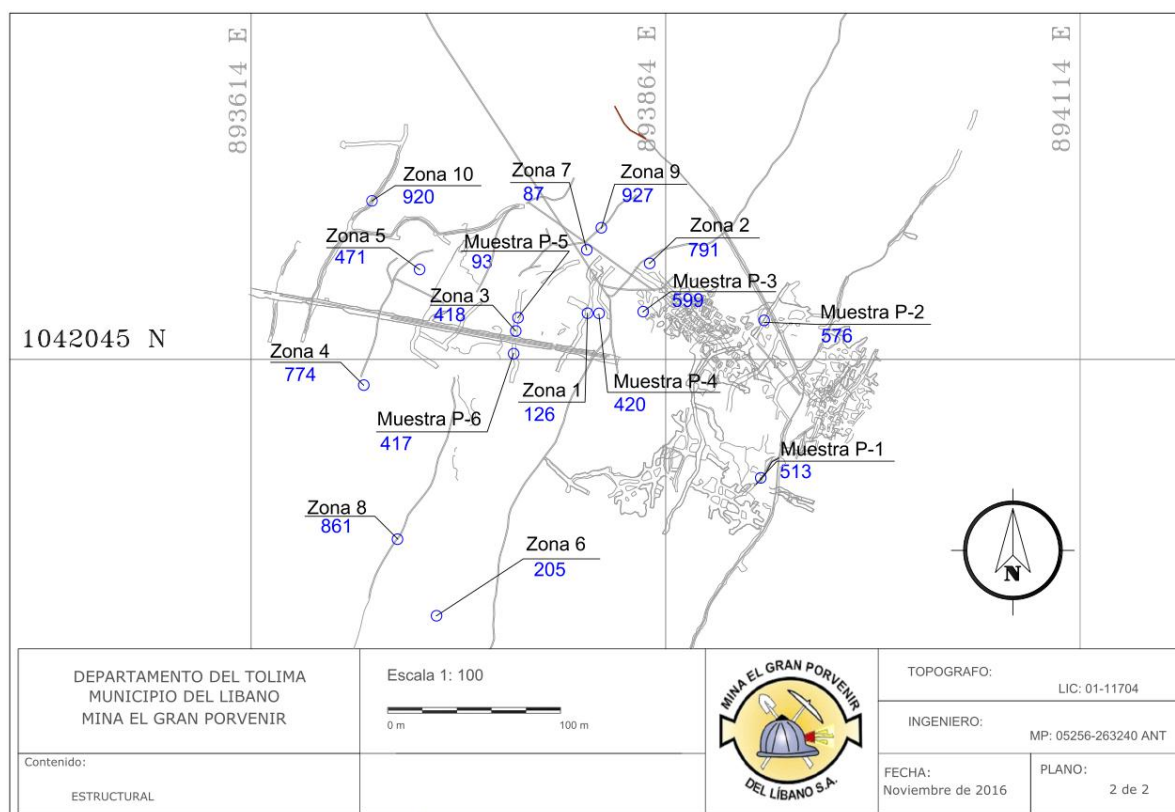


Figura 2-5. Topografía zona de muestreo del proyecto investigativo en la mina « El Gran Porvenir del Líbano».

Fuente: Esta investigación.

2.2. Geología regional

El departamento del Tolima está constituido por rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias con edades entre el Proterozoico y el Neógeno, adicionalmente cuenta con la presencia de acumulaciones sedimentarias, volcánicas y volcano-clásticas desde Holoceno hasta el Cuaternario (11).

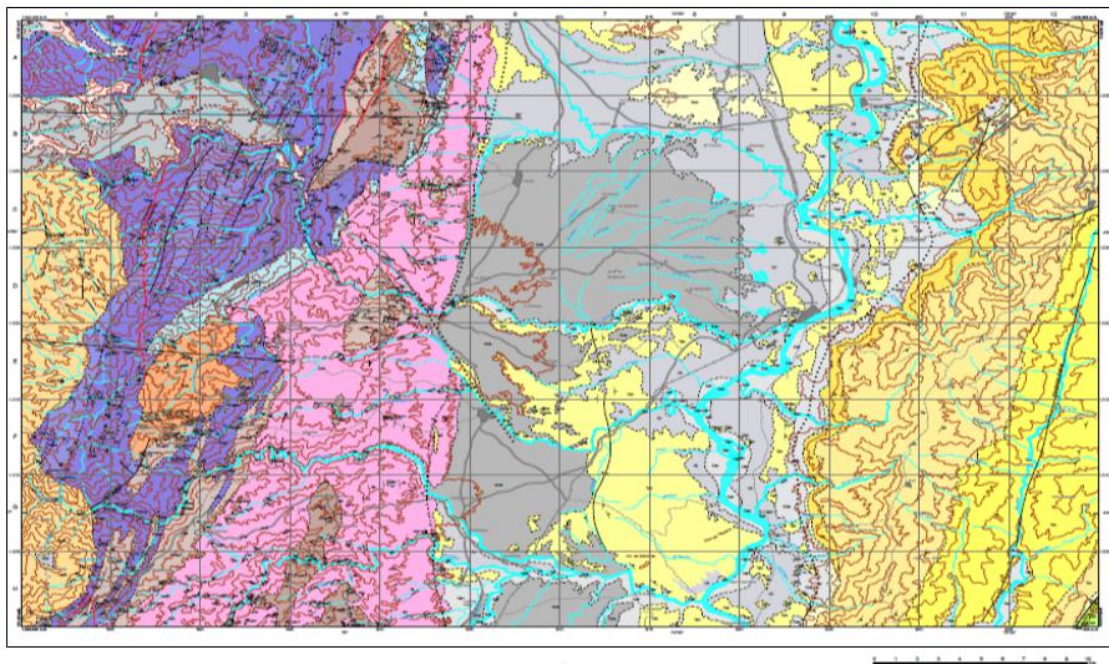


Figura 2-6. Geología de la Plancha 226 Líbano. Escala 1:100.000.

Fuente: (12).

A continuación, y para obtener una caracterización más profunda, se describen a grandes rasgos, las diferentes unidades litoestratigráficas presentes en el Municipio de Líbano:

1. **Batolito de Ibagué (JI):** cuerpo intrusivo de mayor extensión en el departamento del Tolima. En su composición presenta diferentes variaciones, desde Tonalita (roca plutónica constituida esencialmente de Cuarzo y Plagioclasa sódica, usualmente con Biotita y Anfíbol) hasta Monzogranito (variedad de Granito con igual contenido de Plagioclasa y Feldespato potásico), pasando a su vez por Cuarzodiorita, Granodiorita, Monzonita y Cuarzomonzonita. La roca presenta coloración gris, moteada de negro, de grano grueso y constituida en su mayoría por cuarzo, Plagioclasa y Feldespato potásico y algunos máficos como Hornblenda y Biotita (11). Las dataciones isotópicas ubican al Batolito de Ibagué en el Jurásico medio a superior (Escala de tiempo geológico comprendida entre 175.6 ± 2.0 Ma a 145.5 ± 4.0 Ma.) (11); (13). Suele utilizarse como afirmado de vías, en las zonas ácidas del intrusivo extraen material para fabricación de vidrio y cerámica en sus zona (Minas El Vergel y Los Cacaos) (11);
2. **Stock de Santa Isabel (Pgsi):** cuerpo ígneo intrusivo de forma elongada, el cual aflora en el flanco oriental de la Cordillera Central. Este cuerpo intruye rocas del Complejo Cajamarca y reposan discordantes rocas del Grupo Honda (11). Está compuesto por cuarzodioritabiotítica de grano grueso, equigranular, con variaciones locales a diorita y gabro hornbléndico (11). Por la semejanza de este Stock al de El Hatillo y por

no poseer dataciones isotópicas, se le asigna igual edad (Paleoceno-Eoceno), escala de tiempo geológico comprendida entre 65.5 ± 0.3 Ma hasta 33.9 ± 0.1 Ma (11); (13). Asociadas a los stocks de Santa Isabel y El Hatillo se conocen mineralizacionesauríferas, de tipo filoniano; algunas de ellas en explotación (11);

3. **Batolito del Bosque (Pgb)**: cuerpo intrusivo con meteorización profunda de edad Paleógeno (Periodo comprendido entre 65.5 ± 0.3 Ma hasta 23.03 Ma) , el cual aflora en el flanco oriental de la Cordillera Central, al suroccidente del Municipio de Líbano (11); (13). Está compuesto por granodiorita biotítica, de grano grueso a medio, leucocrática (roca rica en minerales claros Índice de color 10-35 %). Intruye a las rocas metamórficas del Complejo Cajamarca y se encuentra cubierta por lavas y depósitos piroclásticos originados en los volcanes del Complejo Ruiz-Tolima (11);
4. **Rocas sedimentarias de Santa Teresa (P?)**: están constituidas por arcillolitas, areniscas y conglomerados con presencia de cantos de rocas metamórficas (12);
5. **Grupo Olini (K1)**: está constituida litológicamente de dos niveles de limolitas y lodolitas silíceas con chert, en el tope (Lidita Superior) y la base (Lidita Inferior) de la secuencia, separados por un nivel de lutitas y lodolitas oscuras. Se le asigna edad dentro del Cretáceo Superior (Periodo comprendido entre 99.6 ± 0.9 Ma hasta 65.5 ± 0.3 Ma) (11); (13). Presenta contacto concordante y neto con el Grupo Villeta en la base del primer paquete silíceo de la Lidita Inferior, mientras que el contacto superior está determinado por el tipo del último nivel silíceo de la Lidita Superior (rocas sedimentarias de sílice) (11);
6. **Nivel de Lutitas y Arenitas (K1)**: representa una secuencia de arenas cuarzosas a conglomeráticas, con una alternancia de lutitas grises oscuras con bancos de arenas o intercalaciones de areniscas y margas. Dicho nivel está ubicado cronoestratigráficamente en el Cretácico Superior (Periodo comprendido entre 99.6 ± 0.9 Ma hasta 65.5 ± 0.3 Ma) (11); (13).
7. **Formación La Tabla (K1)**: esta formación representa la culminación de la sedimentación marina del Cretácico en la cuenca del Valle Superior del Magdalena. Constituido en su parte inferior por areniscas alternadas con lutitas grises, en la parte intermedia por lutitas con intercalaciones delgadas de areniscas y por último, en la parte superior predominan los bancos de areniscas que gradan hacia el tope a conglomerados de cuarzo, lodolitas silíceas y chert. Al igual que el Grupo Olini y el Nivel de Lutitas y Arenitas está ubicado en el Cretácico Superior (Periodo comprendido entre 99.6 ± 0.9 Ma hasta 65.5 ± 0.3 Ma) (11); (13). Los conglomerados cuarzosos pertenecientes a esta Formación suelen ser explotados para obtener gravas y arenas silíceas que posteriormente son utilizados en filtros (11); (12);

8. **Formación Seca (KPga)**: también conocida como Formación Guaduas. Constituye una secuencia de arcillolitas y lutitas de color rojizo con intercalaciones de areniscas grises y amarillo crema, de grano fino. Ocasionalmente presenta intercalaciones de conglomerados con clastos de chert y cuarzo. La edad de esta Formación está documentada desde el Cretácico Superior hasta el Paleógeno (Edades que van desde 99.6 ± 0.9 Ma hasta 23.03 Ma) (11); (13). Esta Formación comprende ortocuarcitas con cemento ferruginoso, (arenisca formada casi exclusivamente por clastos de cuarzo y escasa matriz), lutitas amarillas y de color rojizo y arenitas arcósicas. Es decir que la Formación Seca está constituida por sedimentos rojos pelíticos y arenáceos (13).
9. **Formación Hoyón (Tlh)**: está constituida por una secuencia conglomerática con principalmente con cantos de rocas metamórficas principalmente; además de cuarzo, rocas ígneas, lutitas color violeta, chert, gravas y areniscas (12). La Formación Hoyón según De Porta, está conformada por conglomerados grises y arenas arcósicas de colores rojo y púrpura (13).
10. **Formación San Juan de Rio Seco (Tls)**: formación conformada por un nivel espeso de conglomerados basales de matriz arenosa con cantos de cuarzo, lutita y chert alterado con lutitas violetas y areniscas, lutitas rocas, conglomerados, gravas y areniscas. Comprende además un nivel de lutitas grises con areniscas líticas y un segundo nivel conglomerático con intercalaciones de areniscas (12); (13).
11. **Formación La Cira (Tsc)**: constituida por lutitas con intercalaciones de areniscas y arcillolitas. Esta formación representa una secuencia de sedimentos arcillosos con nódulos de arena, con algunas intercalaciones de areniscas y mantos delgados de carbón (12);
12. **Grupo Honda (NgH)**: esta unidad se extiende a lo largo del valle del río Magdalena, en una franja que cruza el Departamento del Tolima de Sur a Norte. Está constituida en la parte inferior por areniscas y arcillolitas de color rojo y gris, con conglomerados con pocos fragmentos volcánicos, en menor proporción arcillolitas. En la parte superior hay un predominio de capas rojas de lutitas y areniscas de grano fino y sin fragmentos volcánicos (11). El contacto inferior en la parte norte del Valle Superior es discondarte con diferentes unidades litológicas, mientras que el contacto superior es discordante con la Formación Mesa (11). Se han encontrado edades del Mioceno medio y superior (Serie que va desde 23.03 Ma hasta 5.332 Ma) (11); (13).
13. **Formación Mesa (NgM)**: su nombre hace referencia a su característica morfológica que presentan sus capas sedimentarias. El miembro inferior consta de bancos de gravas arenosas formadas por cantos de rocas volcánicas, cantos de rocas metamórficas, plutónicas, cuarzo y chert, con algunos bancos de arenas tobáceas y arcillas caoliníticas

blancas. El miembro Bernal contiene bancos de gravas y gravas arenosas con predominio de cantos de rocas efusivas y gravas con cantos de pumitas. Por otra parte, el miembro superior o Lumbí está conformado por bancos de arenas tobáceas, con lentejones a manera de rellenos de canal de pómez y algunos bancos de arcillas blancas, caolínicas (11). Se ha aceptado la edad como del Plioceno, debido a la ubicación sobre el Grupo Honda con contacto inferior discordante (11);

14. **Aluviales (Qal)**: ocupan extensas zonas de los valles de los ríos Magdalena y Saldaña. Son depósitos de gravas y arenas, con intercalaciones limosas y arcillosas con muy poca consolidación y selección de regular a buena. La litología de los fragmentos constituyentes de estos depósitos es variable y depende del área fuente y el sitio de acumulación, suelen ser materiales retrabajados de depósitos de flujos piroclásticos y lahares provenientes de eventos eruptivos del volcán Cerro Bravo, principalmente arenas pumíticas con lentes y gravas conformadas por pumitas redondeadas (11). Las edades de estas acumulaciones van desde holocénicas hasta cuaternarias (Edades desde 0.0117 Ma hasta la actualidad) (11); (13).
15. **Conos aluviales (Qca)**: son depósitos compuestos de arenas, arenas tobáceas, bloques y cantos de rocas ígneas predominantemente efusivas, con proporciones menores de rocas metamórficas, asociados a acumulaciones de sedimentos debido a la erosión en quebradas y ríos, generando una geoforma en cono (12);
16. **Depósitos piroclásticos y glaciofluviales (Qto)**: Esta unidad incluye depósitos glaciofluviales y localmente flujos de lodo y delgadas capas de tefras (12).

2.3. Geología local

La geología en la zona de trabajo consta de dos unidades geológicas: Esquistos de Cajamarca (de carácter metamórfico) y la Formación Mesa (de carácter sedimentario); adicional a estas dos unidades se encuentran numerosos diques de diferentes edades, los cuales serán de gran importancia debido a la presencia de mineralizaciones en algunos de ellos.

La zona se caracteriza por presentar una tendencia estructural N-S, paralelo a la tendencia de la falla palestina y la falla oeste del Bloque Convenio encontrando una relación de importancia con la dirección preferencial de las mineralizaciones. Al analizar una escala más detallada se encuentran numerosas fallas locales con tendencia noroeste o paralelas a la esquistosidad algunas de ellas con gran extensión, siendo la falla El Toro la principal en la mina con un buzamiento de 75° SW con un desplazamiento indeterminado (10).

2.3.1. Formación Mesa

Compuesta por rocas sedimentarias como lodolitas, grauvacas, arenitas intercaladas con tobos y algunos flujos; en la zona de interés la formación está conformada por areniscas rojas en contacto inconforme sobre los Esquistos de Cajamarca (10).

2.3.2. Esquistos de Cajamarca

Este cuerpo se encuentra conformado por diferentes tipos de esquistos, que han sufrido diferentes eventos de plegamiento, replegamiento y segregaciones de cuarzo asociados a eventos orogénicos. Se han identificado cinco tipos:

- **Esquistos claros:** de grano fino cuyo protolito son arenitas feldespáticas,
- **esquistos verdes:** poseen cantidades variables de clorita y anfibolita indicando un protolito volcánico-clástico,
- **esquistos anfibólicos:** de protolito volcánico, encontrados únicamente al este del zona,
- **esquistos grafitosos:** se presentan con contenidos variables de grafito, encontrando recristalización metamórfica en los esquistos con altas concentraciones de grafito. El protolito son shales negros depositados en condiciones anóxicas debido a los altos niveles de Bario, Zinc, Plomo y Cobalto, y,
- **esquistos negro:** estos se encuentran restringidos únicamente a las zonas donde los esquistos grafitosos son cortados por fallas; el grafito en estos se encuentra granular en lugar de cristalino.

Finalmente, los esquistos son el cuerpo de mayor interés ya que han sido cortados por numerosos diques con espesores de aproximadamente 2 m, encontrando algunos diques aplíticos verde claro asociados a las venas de cuarzo mineralizados, siendo un marcador de gran importancia (10).

- Venas mineralizadas

La mineralización se da posiblemente en el Jurásico, asociándola al emplazamiento del Batolito de Ibagué y el Rifting Bolívar. Las venas se caracterizan por presentar un control estructural paralelo a los ajustes regionales, una zonación vertical y la presencia de Schelita, lo cual indica un depósito de oro orogénico tipo mesozonal a epizonal según la clasificación propuesta por Groves et al (1998) citada en (10).

Las venas ocurren en lentes individuales que pueden llegar a medir hasta 70 m en el rumbo y 500 m en el buzamiento con espesores promedio de 1,6 m; estas se subdividen internamente indicando diferentes pulsos y relaciones de oro, encontrando cuarzo masivo, bandeado,

sulfuros masivos, moteado, en drusa y estériles, siendo las más importantes aquellas que presentan cristalización de sulfuros (10).

2.3.3. Microestructuras o microfracturas

Para el conocimiento del ser humano en el manejo de las rocas, es necesario posibilitar un contacto directo, y a nivel teórico de su estructuración, por lo mismo, es definible su conceptualización dentro del planeta, por eso: en la naturaleza, las rocas heterogéneas exhiben microestructuras (microfisuras y microfracturas), que se deben muchas veces por diferencias entre los minerales que las componen. Las propiedades mecánicas de estos minerales y las interacciones entre estos crean características que pueden desatar la falla en los materiales como tal, características que incluyen esfuerzos y patrones de falla (14).

Las microfisuras son defectos de la fábrica rocosa y estas presentan un ancho de $1\ \mu\text{m}$ o menos, las microfracturas entre $1\ \mu\text{m}$ y $0.1\ \text{mm}$, y finalmente las macrofracturas tienen un ancho mayor a $0.1\ \text{mm}$ (15), y por otro lado, las microestructuras pueden ser divididas en: microfractura intergranular, transgranular e intragranular. Las microfracturas intergranulares corresponden a las fracturas que se forman en los límites de los granos minerales; las microfracturas transgranulares son las que cruzan múltiples granos debido a cambio entre propiedades físicas de los minerales; y las microfracturas intragranulares se generan en el interior de los granos (16).

Investigaciones pasadas han indicado que los ejemplares de roca en compresión axial fallan por las concentraciones de esfuerzos de tensión locales inducidos por la existencia de microestructuras, las cuales crear grietas de tracción a una mayor escala, estas a su vez se propagan y finalmente se unen en superficies de falla macroscópicas, con la tendencia general que las microfracturas de tensión ocurren paralelas con la aplicación de cargas, mientras que las de cizalla presentan una inclinación respecto a la aplicación de las cargas axiales (14).

De esa manera, varios autores han considerado que las microfracturas son generadoras de anisotropía en las rocas, y al tener dichas propiedades, los materiales son isotropos cuando sus propiedades físicas se mantienen constantes a través de ellos sin cambiar su magnitud, independiente del ángulo u orientación en el cual se estén midiendo. Como se observa en la figura 2-7(a), los ejes X, Y, y Z representan las propiedades del cubo, de manera que si se tiene una cantidad de esferas dentro del cubo estas van a tener la misma forma y no varían las propiedades del material. Los modelos isotropos son comúnmente usados para la determinación de las propiedades mecánicas de las rocas. Esta suposición de isotropía se asume para un fácil entendimiento y para disminuir la complejidad en los cálculos. Sin embargo, la mayoría de elementos que componen la corteza terrestre no presentan estas propiedades, sino que por el contrario son anisotropos. A diferencia de los materiales isotropos, en materiales anisotropos las propiedades físicas varían de acuerdo con la orientación en la cual se realizan las medidas. Como se observa en la figura 2-7(b), las esferas tienden a alinearse en cierta

dirección, de manera que, si por ejemplo, se estuviera midiendo su permeabilidad, el flujo tendría una dirección horizontal preferente (17).

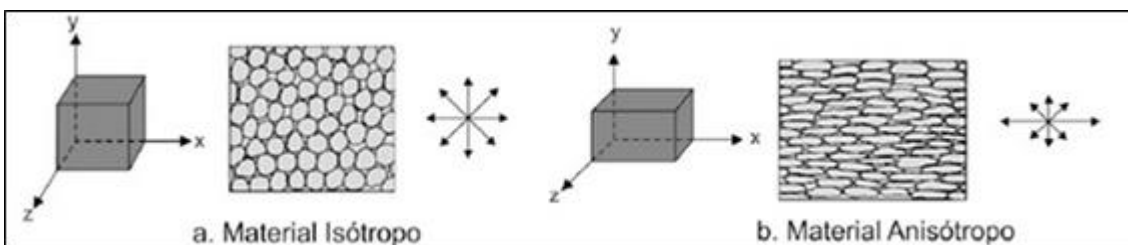


Figura 2-7. Representación gráfica de los materiales isotrópicos (a) y anisótropos (b). En el primer caso (a), las propiedades físicas del medio son las mismas independientemente de la dirección. Para el segundo caso (b), las propiedades físicas del medio cambian de acuerdo con la dirección analizada.

Fuente: (17).

La importancia de determinar la densidad de microfracturas en las rocas está dada por varios factores, por ejemplo, cuando se requiere realizar el modelo de comportamiento de un yacimiento naturalmente fracturado se buscan datos que ayuden a representar las condiciones originales a las que se encuentran las rocas, el conocimiento de la densidad de microfracturas disminuye la incertidumbre en los yacimientos, por lo que estos datos afectan la representatividad que los modelos tienen sobre la realidad, esto implica que las proyecciones económicas sean adecuadas y no se presenten pérdidas (17). Es recomendable emplear correlaciones empíricas para estimación de propiedades mecánicas de las rocas según su litología. Para este fin es de suma importancia emplear técnicas macro y microscópicas para reconocimiento de rocas y minerales (18).

Una de las técnicas microscópicas que ayudan a la identificación de minerales y resulta clasificando completamente una roca, es el análisis petrográfico de secciones delgadas, dichas secciones son láminas delgadas de roca con un espesor estándar de $30\ \mu\text{m}$ montada en un portaobjetos de cristal por medio de una resina sintética, por esta técnica además de obtener la composición mineralógica exacta de la roca (de la sección delgada), se puede conocer propiedades de incidencia mecánica en la roca como son: alteraciones minerales primarias y secundarias, matriz y/o cemento (i.e. microfábrica), distribución de tamaños (en curva granulométrica), forma y orientación de los minerales (19).

2.3.4. Petrografía

- Petrografía de zonas aleatorias dentro de la mina (no se conoce la ubicación exacta)

Al realizar un análisis microscópico se encuentra que los sulfuros constituyentes son Pirita, galena, esfalerita y Schelita y minerales accesorios como tetraedrita, calcopirita, pirrotita,

arsenopirita y granos de oro; de acuerdo con la caracterización mineralógica realizada por Marco Márquez en cinco secciones pulidas, se estableció que los sulfuros predominantes son Galena (50 %), Pirita (30 %) y Esfalerita (15 %) y como accesorio Tetraedrita (2 %), Calcopirita (2 %), Pirrotita (1 %) y granos de oro (20).

- **Galena:** se encuentra en cristales euhedrales rellenando hueco y fracturas y de manera anhedral presentando pits triangulares. Presenta intercrecimiento con cuarzo o esfalerita y corrosión de pirita
- **Pirita:** este mineral presenta dos generaciones, la primera generación se da en cristales euhedrales pequeños con abundantes inclusiones de Pirrotita la segunda generación se da en cristales gruesos subhedrales a anhedral con corrosión y remplazados por Galena.

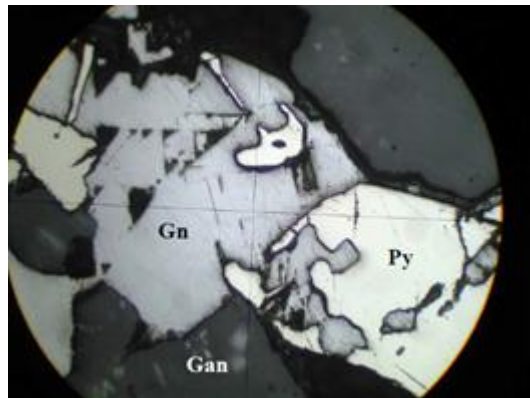


Figura 2-8. Galena (Gn) anhedral con pits triangulares, intercrecimiento con Pirita (Py), evidencia de corrosión. 100x.

Fuente: (20).

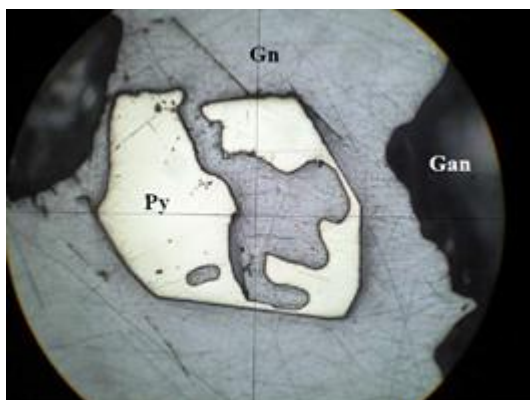


Figura 2-9. Cristal de Pirita (Py) subhedral. Corrosión en cristal de Pirita (Py) por Galena (Gn). 100x.

Fuente: (20).

- **Esfalerita:** Cristales anhedrales encontrados rellenoando fracturas, presenta altos contenidos de Cadmio y hierro.
- **Calcopirita y Esfalerita:** encontrados juntos en inclusiones
- **Tetraedrita:** cristales en inclusiones anhedrales ligados a la galena
- **Schelita:** cristales distribuidos de manera aleatoria en las venas de cuarzo, se encuentra en cristales grandes anhedrales o en pequeños agregados.
- **Pirrotita:** cristales en inclusión en la pirita, con habito goticular o alargado

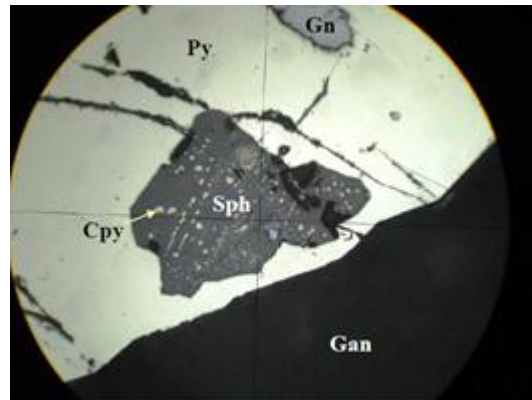


Figura 2-10. Inclusión de Esfalerita (Sph) en Pirita (Py). Inclusión de Calcopirita (Cpy) en Esfalerita (Sph). 320x.

Fuente: (20).

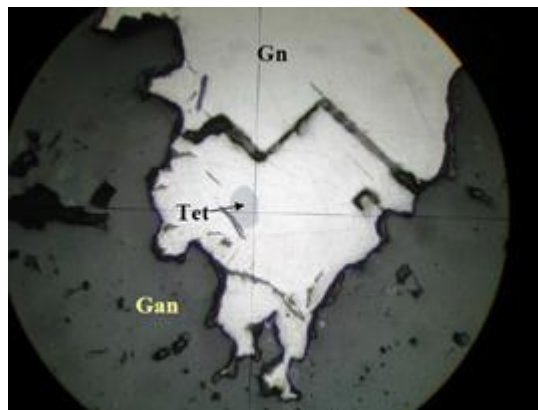


Figura 2-11. Goticula de Tetraedrita (Tet) en Galena (Gn). 320x.

Fuente: (20).

- **Oro:** asociado a la Galena encontrándolos presentando intercrecimiento, inclusiones bifásicas o rellenando fracturas. Se encontraron 12 granos en 3 de las 5 secciones analizadas, encontrando una granulometría promedio de $21\ \mu\text{m}$, Max $37,2\ \mu\text{m}$ y min $6\ \mu\text{m}$ (20).

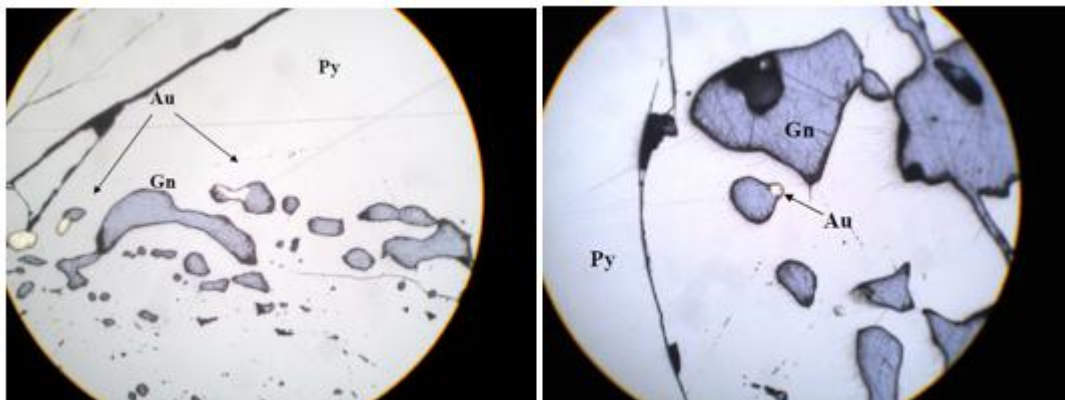


Figura 2-12. Inclusión bifásica de Oro (Au) con Galena (Gn). Asociación con Pirita (Py). 320x.

Fuente: (20).

- Petrografía de muestras de mano provenientes de pilares en roca

Tras la recuperación de seis muestras de mano de los cada uno de los pilares indicados con anterioridad, se procedió a realizar secciones pulidas sobre la zona mineralizada de cada muestra. Cada sección pulida se catalogó como «Muestra P-N ¹», esta se muestra a continuación.

1. **Muestra P-1:** el pilar 1 se encuentra en el punto de referencia topográfico 513 (ver figura 2-5).

En primer lugar, la muestra está constituida por: Pirita, Galena, Esfalerita, Calcopirita y Oro. Este pulido presenta como mineral principal la Pirita en un porcentaje del 80 % (de manera masiva), dividido en cristales de granulometría variable; presenta coloración amarilla clara, isotropía y una reflectancia media alta. Además, de una tendencia cristalina principalmente anhedral, la Pirita puede encontrarse intercrecida con el segundo mineral en presencia porcentual de la muestra.

En segundo lugar, la Galena, se encuentra en un porcentaje del 15 % de la muestra, presenta color gris claro, isotrópica, reflectancia alta, donde pueden observarse numerosos pits triangulares y cristalográficamente solo se encuentra intercrecido con la Pirita.

El tercer mineral encontrado en la muestra corresponde a la Esfalerita, en un porcentaje del 5 %. La Esfalerita presenta coloración gris con reflectancia media, isotropía, con cristales anhedral a subhedrales, presenta una textura disease predominante en

¹N: Indica el número del pilar minero de donde proviene la muestra.

todos sus cristales, además consiste en la exsolución de trazas de Calcopirita hospedadas dentro del cristal en tamaños micrométricos. Esta Calcopirita presenta coloración amarilla latón con reflectancia alta, isotropía y cristales anhedrales.

Dentro de la muestra también pueden apreciarse pequeños cristales de Oro con tamaños micrométricos, este mineral se presenta a nivel de trazas pero en menor proporción que la Calcopirita, que presenta coloración dorada con reflectancia muy alta e isotropía con granos anhedrales de tendencia redondeada. Este mineral únicamente se encuentra incluido en minerales traslucidos, los cuales no pueden ser determinados por el método de microscopía óptica de luz reflejada.

A la muestra de mano recuperada del Pilar 1 (ver figura **2-13**), se le realizó el procedimiento de sección pulida, y el resultado se indica en la figura **2-14** y **2-15**, así:



Figura 2-13. Roca pilar de minería 1.

Fuente: Esta investigación.

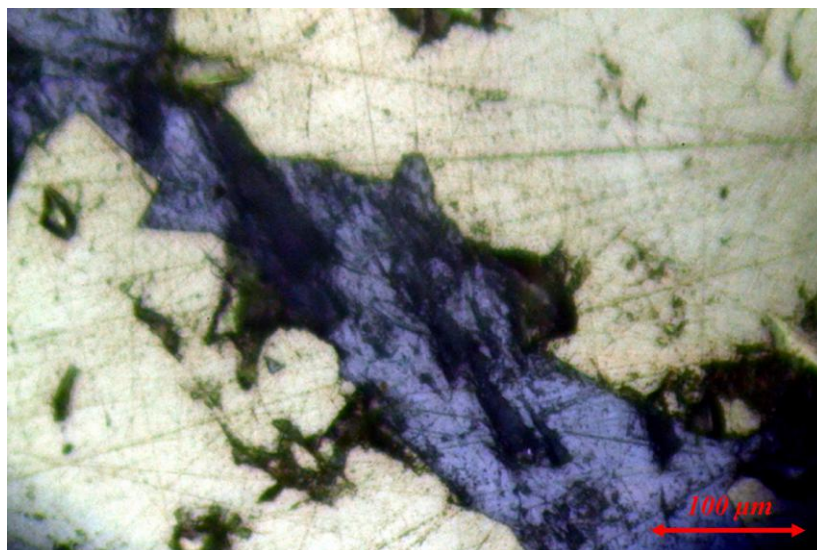


Figura 2-14. Pirita entrecrecida con galena y esfalerita.

Fuente: Esta investigación.

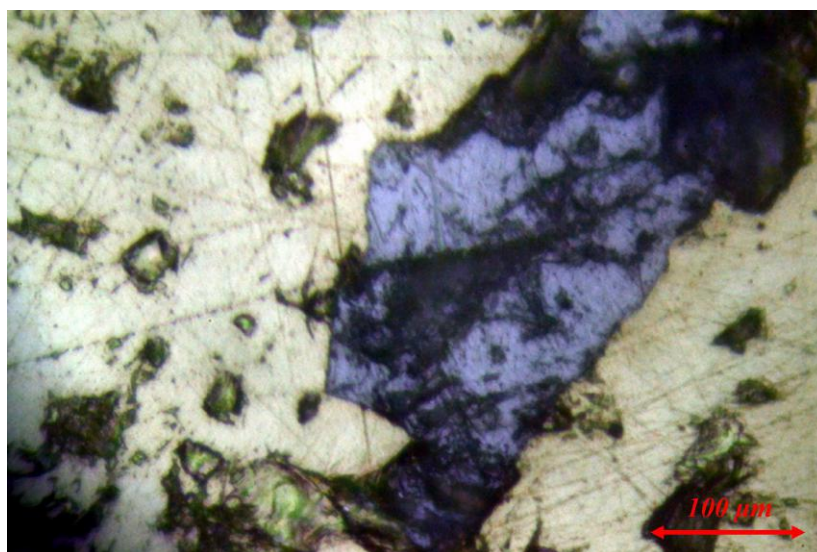


Figura 2-15. Pirita entrecrecida con galena y esfalerita.

Fuente: Esta investigación.

2. **Muestra P-2:** el pilar 2 se encuentra en el punto de referencia topográfico 576 (ver figura 2-5).

Dentro de la muestra de mano recuperada del Pilar 2, se permitió realizar el procedimiento de sección pulida, cuyo resultado, se indica a continuación:

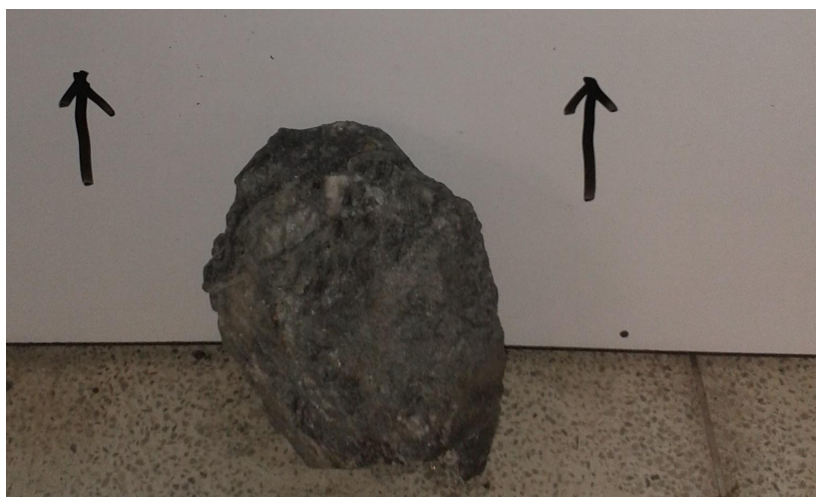


Figura 2-16. Roca pilar de minería 2.

Fuente: Esta investigación.

La muestra está constituida por Pirita, Galena, Esfalerita, Calcopirita y Oro. La muestra presenta la Pirita como mineral principal en un porcentaje del 75 %, presentandose de manera masiva, acompañandose de coloración amarilla clara, isotropía y una reflectancia media alta, además, posee una tendencia cristalina subhedral a euhedral, con presencia de algunos cristales anhedral.

En otro punto, se describe que La Pirita se encuentra intercrecida con minerales traslucidos no determinados por el método de microscopía óptica de luz reflejada; también presenta intercrecimiento con la Galena, el segundo mineral en presencia porcentual de la muestra. La Galena se encuentra en un porcentaje del 15 %, presenta color gris claro, isotropía, reflectancia alta y pueden observarse pits triangulares, a nivel cristalográfico, solo se encuentra intercrecido con la Pirita.

El tercer mineral presente en la muestra, corresponde a la Esfalerita, la cual se encuentra en un porcentaje del 10 %. La Esfalerita presenta coloración gris con reflectancia media, isotropía con cristales anhedral, tiene una textura disease con trazas de Calcopirita. Esta Calcopirita presenta coloración amarilla latón con reflectancia alta, isotropía y cristales anhedral redondos.

Dentro de la muestra, se aprecian pequeños cristales de Oro con tamaños micrométricos a nivel de trazas, pero, en menor proporción que la Calcopirita, posee una coloración

dorada con reflectancia muy alta e isotropía con granos anhedrales de tendencia redondeada. Hay que aclarar que este se encuentra incluido en minerales traslucidos.

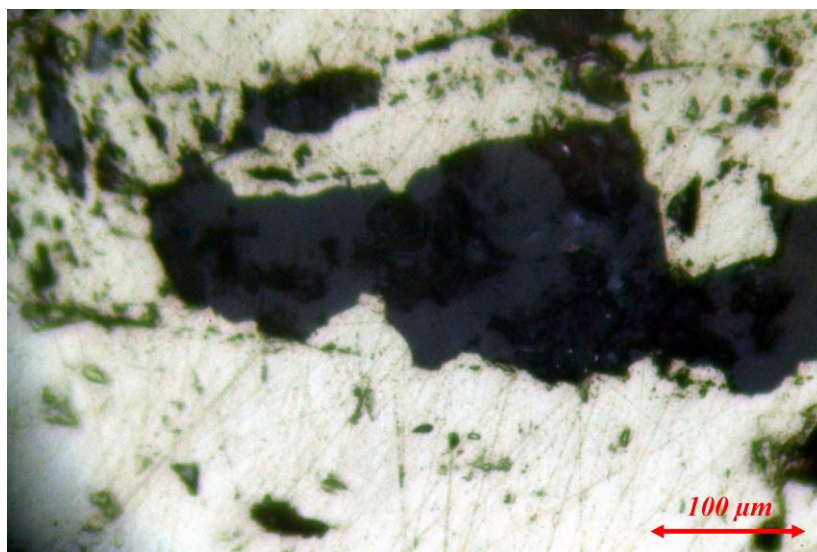


Figura 2-17. Esfalerita albergada en pirita.

Fuente: Esta investigación.

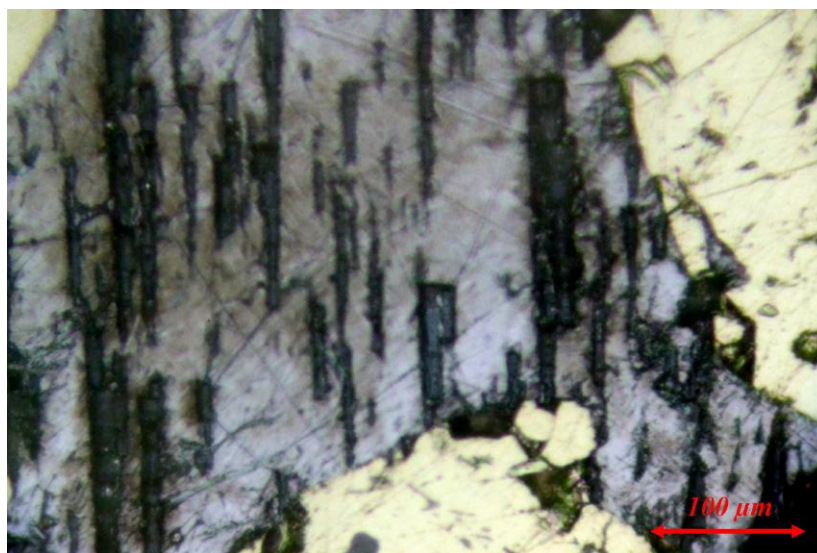


Figura 2-18. Galena y Pirita.

Fuente: Esta investigación.

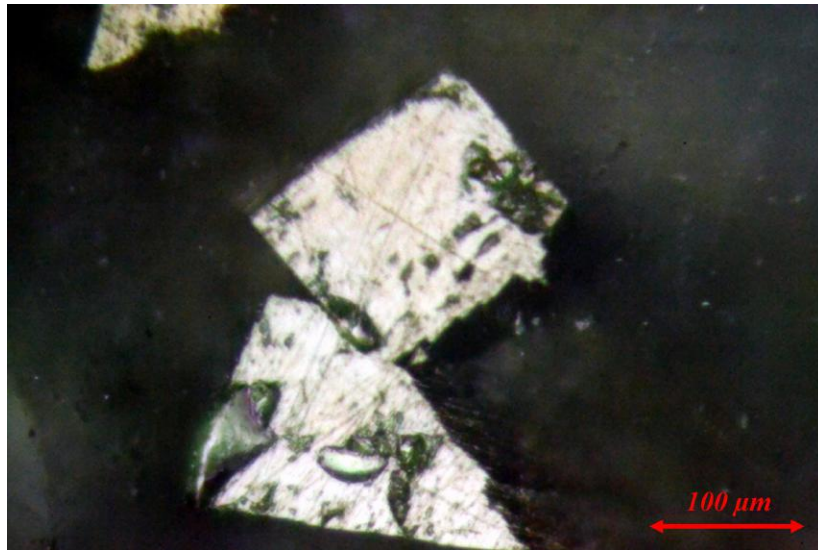


Figura 2-19. Cristales de Pirita ehedral.

Fuente: Esta investigación.

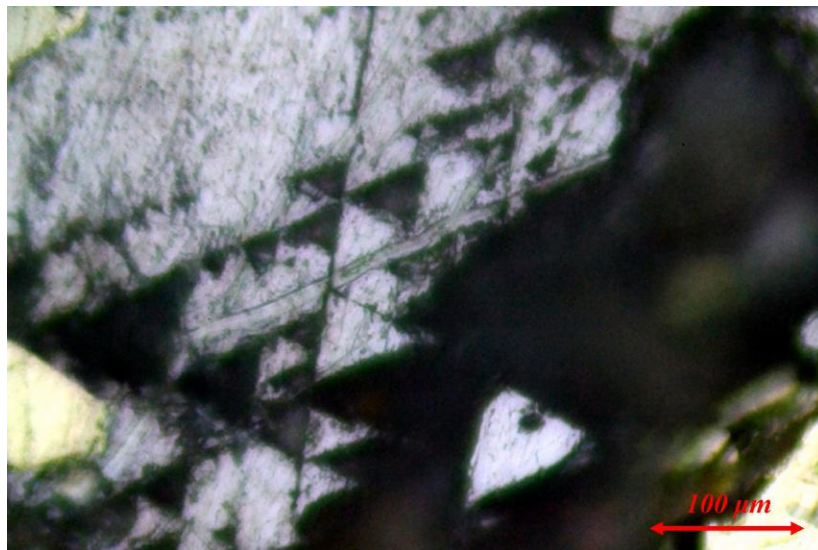


Figura 2-20. Pits triangulares en Galena.

Fuente: Esta investigación.

3. **Muestra P-3:** el pilar 3 se encuentra en el punto de referencia topográfico 599 (ver figura 2-5).

La muestra de mano recuperada del Pilar 3 (ver figura 2-21) se muestra, a continuación:



Figura 2-21. Roca pilar de minería 3.

Fuente: Esta investigación.

A partir de la figura, se determina que está muestra es constituida por Pirita, Galena, y Oro. En el caso de la Pirita, se encontró con un porcentaje del 95 %, y de manera masiva en toda la muestra. Su estructura presenta coloración amarilla clara, isotropía y una reflectancia media alta, tiene tendencia cristalina anhedral a subhedral.

Este mineral puede encontrarse con textura framboidal y se encuentra intercrecido con algunos minerales traslucidos. Por su parte, la Galena, el segundo mineral en presencia porcentual de la muestra, se encuentra en un porcentaje del 5 %, es de color gris claro, tiene isotropía, reflectancia alta y pueden observarse pits triangulares, cristalográficamente se encuentra intercrecido solo con la Pirita.

Al final se aprecian pequeños cristales de Oro con tamaños micrométricos. A nivel de trazas, presenta coloración dorada con reflectancia muy alta e isotropía con granos anhedrales de tendencia redondeada, y hay que aclarar que, este mineral se incluye en minerales traslúcidos.

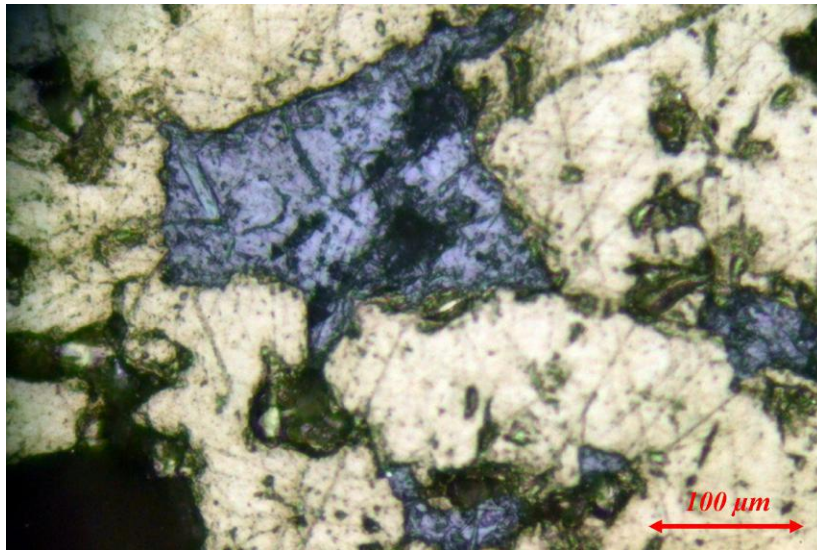


Figura 2-22. Galena intercrecida en pirita.

Fuente: Esta investigación.

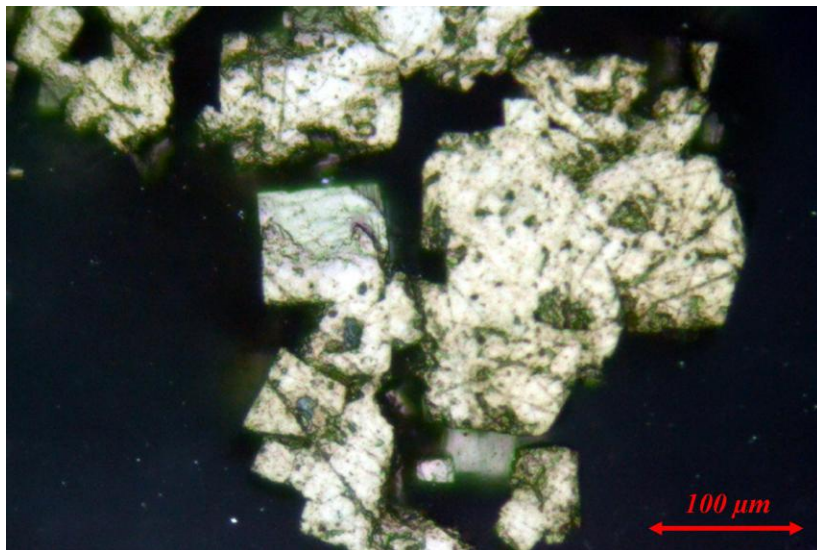


Figura 2-23. Pirita ehedral y subhedral.

Fuente: Esta investigación.

4. **Muestra P-4:** el pilar 4 se encuentra en el punto de referencia topográfico 420 (ver figura 2-5).

La muestra está constituida por Galena, Pirita y Oro. Este pulido contiene como mineral principal a la Galena, en un porcentaje del 90 %, en cristales de con tendencia euhedral, es de color gris claro, isotropía y reflectancia alta, se observan numeroso pits triangulares bien definidos en toda la muestra.

El segundo mineral en presencia porcentual es la Pirita, con un porcentaje del 9 %, se caracteriza por tener cristales milimétricos con formas anhedrales incluidos dentro de los minerales translucidos, presenta coloración amarilla clara, isotropía y una reflectancia media alta. Dentro de la muestra también pueden apreciarse pequeños cristales de Oro con tamaños que van desde micrométricos en la mayoría de los casos hasta milimétricos en pocos casos, este mineral se tiene mayor presencia porcentual del 1 % del total. Presenta coloración dorada con reflectancia alta e isotropía con granos anhedrales de tendencia redondeada. Este mineral se incluye dentro de los minerales traslucidos.

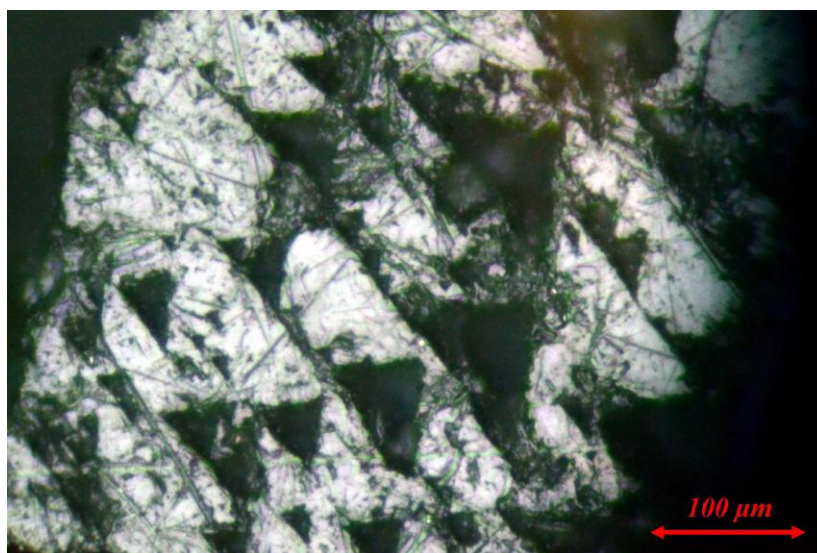


Figura 2-24. Galena con pits triangulares.

Fuente: Esta investigación.

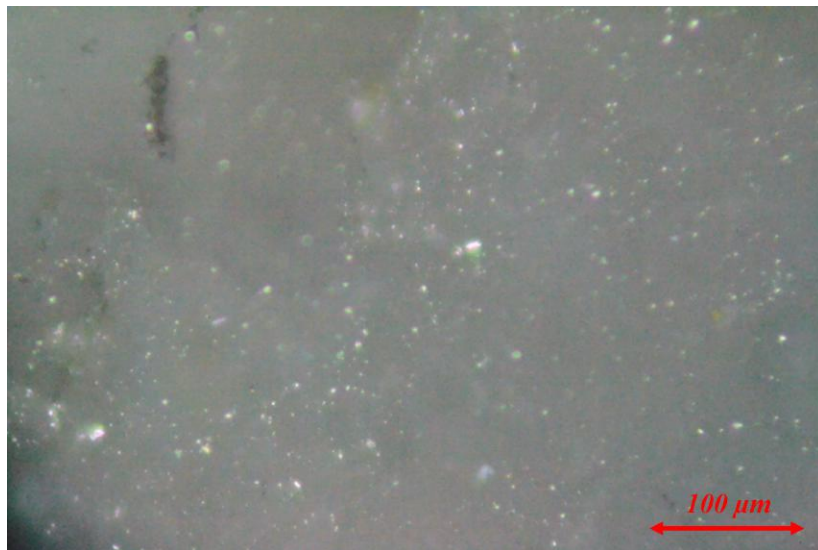


Figura 2-25. Oro redondeado en microfractura.

Fuente: Esta investigación.

De la muestra de mano recuperada del Pilar 4 (ver figura **2-26**), se realizó el procedimiento de sección pulida, que muestra sus características en la figura **2-24** y **2-25**.



Figura 2-26. Roca pilar de minería 4.

Fuente: Esta investigación.

5. **Muestra P-5:** el pilar 5 se encuentra en el punto de referencia topográfico 93 (ver figura **2-5**).

La muestra está constituida por Pirita, Galena, Calcopirita y Oro. El pulido en un 95 % posee Pirita, y aunque es bastante alta su proporción, esta muy fracturado en gran parte de la muestra, es de coloración amarilla clara, isotropía y una reflectancia media alta, además de una tendencia cristalina anhedral de formas angulares. La Pirita se encuentra incluida por los otros tres minerales presentes en la muestra. En otra característica del mineral, la Galena se encuentra en un porcentaje del 4 %, con color gris claro, isotropía, reflectancia alta y con pits triangulares, cristalográficamente solo se encuentra incluyendo en la Pirita.

El tercer mineral corresponde a la Calcopirita, en un porcentaje del 1 %, presenta coloración amarilla latón con reflectancia alta, isotropía y cristales subhedrales incluyendo a la Pirita, esta relación cristalográfica entre la Calcopirita y la Pirita, se encontró únicamente en esta muestra, puesto que, en las otras, la Calcopirita solo podía apreciarse como parte de la textura disease en la Esfalerita.

También se aprecian pequeños cristales de Oro con tamaños que van desde micrométricos en la mayoría de los casos, hasta milimétricos en pocos casos. A nivel de trazas, es de coloración dorada con reflectancia muy alta e isotropía con granos anhedrales de tendencia redondeada. Así, se encuentra incluido en minerales traslucidos, y en algunos cristales de Pirita donde puede alcanzar tamaños milimétricos.

A continuación, se ilustra la muestra de roca extraída del pilar cinco (ver figura 2-27).



Figura 2-27. Roca pilar de minería 5.

Fuente: Esta investigación.

De hecho, las secciones logradas a partir de la muestra de mano indicada en la figura 2-27, se muestran a continuación, (ver figura 2-28 y 2-29):

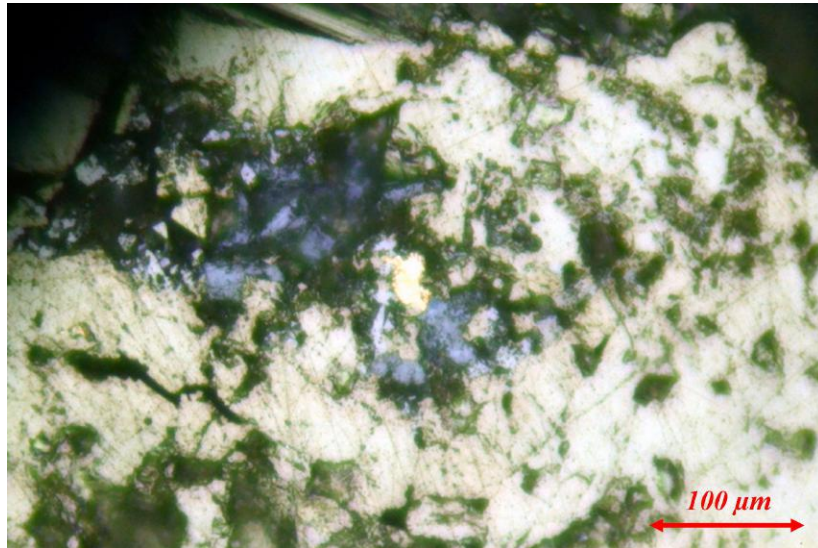


Figura 2-28. Pirita intercrecida con Galena y Oro.

Fuente: Esta investigación.

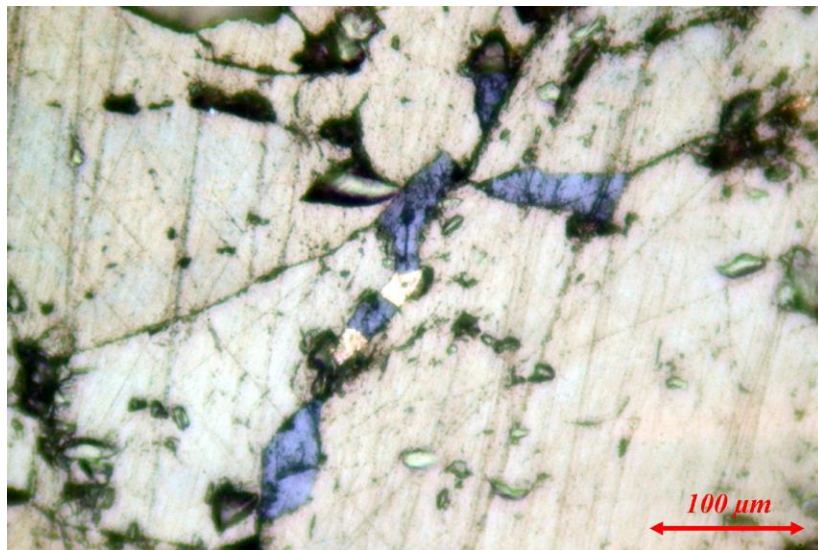


Figura 2-29. Pirita, Galena y Oro.

Fuente: Esta investigación.

6. **Muestra P-6:** el pilar seis se encuentra en el punto de referencia topográfico 417 (ver figura 2-5).

La muestra está constituida por Pirita, Galena, y Oro. La Pirita es el mineral principal, con un porcentaje del 90 %, presenta coloración amarilla clara, isotropía y una reflectancia media alta, con tendencia cristalina anhedral a subhedral. Este mineral puede encontrarse intercrecido con la Galena, que esta presente con un porcentaje del 10 %, presenta color gris claro, isotropía, reflectancia alta, y pueden observarse pits triangulares, cristalográficamente se encuentra intercrecido con la Pirita y posee algunas inclusiones de Oro. Estos cristales de Oro se presentan con tamaños micrométricos, y con nivel de trazas, es de aspecto dorado con reflectancia muy alta e isotropía con granos anhedrales de tendencia redondeada. Ahora, se aclara que, este mineral se encuentra incluido en minerales traslucidos o en la Galena.

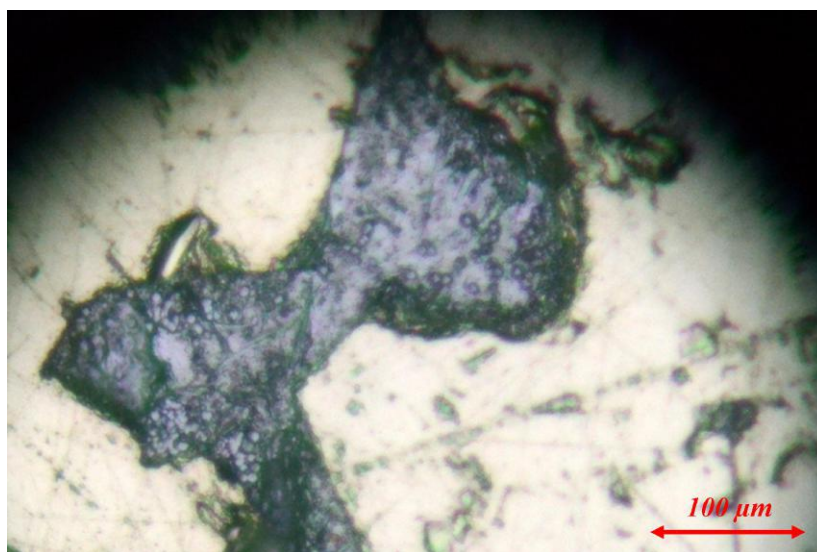


Figura 2-30. Galena anhedral en pirita.

Fuente: Esta investigación.

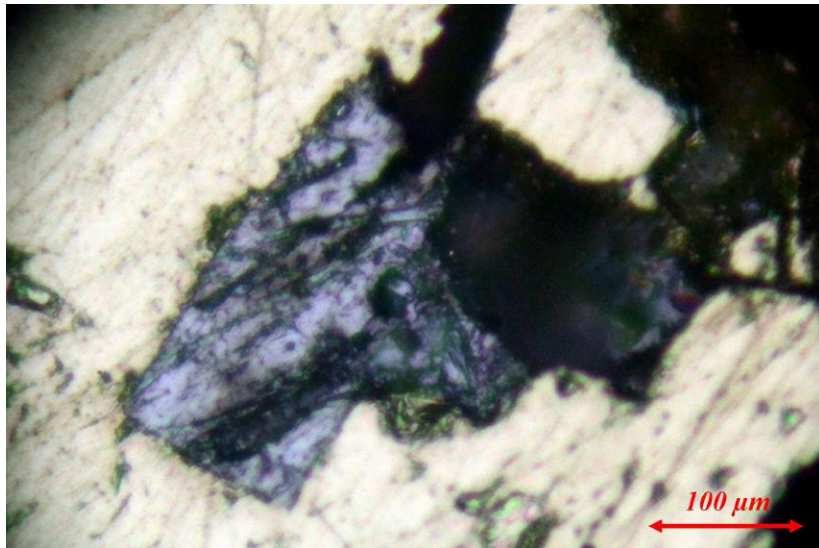


Figura 2-31. Galena ehuedral incluida en Pirita.

Fuente: Esta investigación.

A continuación se indica cual fue la muestra de mano 6 (ver figura **2-32**):



Figura 2-32. Roca pilar de minería 6.

Fuente: Esta investigación.

2.4. Geología estructural

En este sub capítulo se aborda el tema de la geología estructural, con el fin de gestar un conocimiento que sirva como escalón para la mejor y responsable descripción y caracterización de macizos rocosos con fines investigativos y prácticos, de tal forma, que la objetividad del caso se realiza a través de la correcta interpretación de los tres objetivos generales que envuelven la toma de datos desde el ambiente geológico-estructural, como se indican a continuación, según Catalán & Ramón (2002) (21):

1. El primer objetivo de la geología estructural es la descripción geométrica de los cuerpos rocosos; desde este punto de vista los cuerpos rocosos pueden ser clasificados en diversos grupos atendiendo a varios criterios: geométricos, de significado geológico, de edad de formación, de los procesos que los originó, de la cohesión mesoscópica durante la deformación, de los efectos de la deformación frente a un marco de referencia, y, de la distribución de la deformación,
2. el segundo objetivo a tener en cuenta es el análisis cinemático y dinámico de los procesos que dan lugar a las estructuras que han descrito previamente desde un punto de vista geométrico; es decir, describir los desplazamientos (deformaciones, rotaciones y traslaciones) que dan lugar a la formación de una estructura y establecer el modelo de esfuerzo y la naturaleza de las fuerzas que causan dichas deformaciones, y,
3. el tercer objetivo consiste en la elaboración de modelos que expliquen las estructuras descritas. Estos modelos son:
 - de tipo geométrico, cuando interpretan la orientación y distribución tridimensional de las estructuras dentro de la Tierra,
 - de tipo cinemático, cuando explica la evolución específica de una estructura a lo largo del tiempo, desde el estado indeformado hasta la configuración actual de la estructura, y,
 - de tipo mecánico, cuando se utilizan los conocimientos de la física del medio continuo para explicar el comportamiento de las rocas en respuesta a determinadas fuerzas aplicadas sobre ellas.

Con esto claro, dentro de la investigación, se partió desde la descripción geométrica de los cuerpos rocosos clasificados en diversos grupos, de acuerdo a la ubicación adentro de la mina, así como, también, en la elaboración de modelos que expliquen las estructuras descritas desde el punto de vista analítico, (interpretación estadística), resolviendo, dos problemas típicos que suele plantearse en este tipo de campañas (22):

1. Si existe una dirección preferente en las direcciones muestreadas, y,

2. en caso de existir tal dirección preferente, cuál es y con qué margen de confianza puede aceptarse.

A partir de estos procesos, se abordó, en un primer momento, la geología estructural de la zona de estudios (mina «El Gran Porvenir del Líbano», Tolima) desde un panorama general y, a continuación, una aproximación detallada a algunos elementos estructurales al interior de la excavación, que influyen en la buena ejecución de la actividad extractiva, aportando información sobre el comportamiento deformacional del macizo rocoso.

Entonces, es importante, dar la siguiente aclaración sobre el marco de referencia zonal: El departamento del Tolima está ubicado en la zona andina de Colombia, cuyos principales rasgos morfotectónicos son la Cordillera Central y Oriental y el valle del río Magdalena (11). Por ello, para hacer un mejor aporte de la descripción de este sistema, en la figura **2-33** se presentan las principales fallas activas de Colombia.

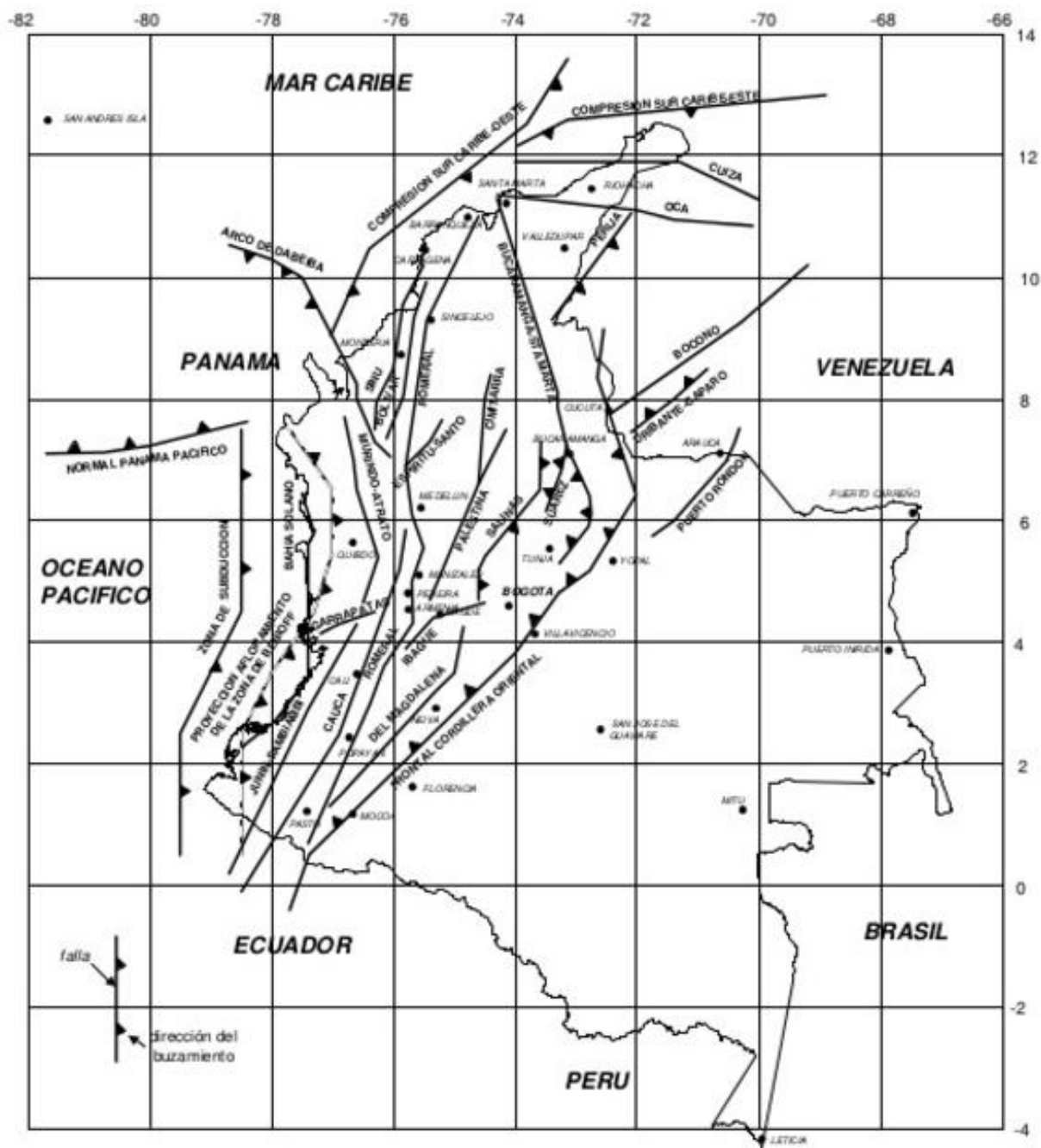


Figura 2-33. Principales sistemas de fallas activas en Colombia.

Fuente: (23).

En el mapa presentado en la figura 2-33 es posible observar que el fallamiento predominante en el país tiene dirección norte sur, coincidiendo con la dirección de las tres cordilleras (23). Se define que, el departamento del Tolima contiene zonas de falla, que son observables con

más detalle en la figura 2-34.

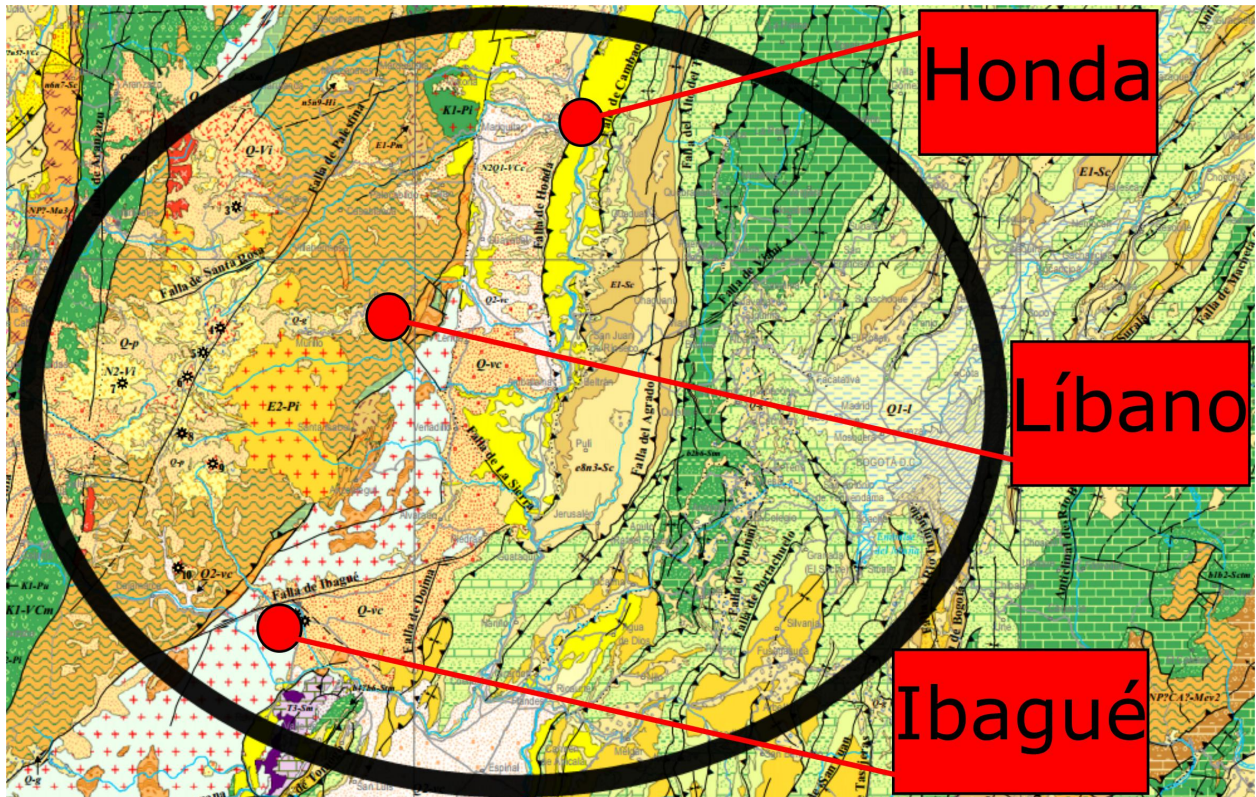


Figura 2-34. Principales sistemas de fallas en el departamento del Tolima, Colombia (modificado de (24)).

Fuente: (24).

Las fallas geológicas cartografiadas en el Departamento del Tolima se pueden asociar a tres grupos o sistemas principales como siguen a continuación (11) (ver figura 2-33 y 2-34):

1. **Norte - sur (N - S a N 30° E):** siendo este sistema importante en los bordes de las cordilleras, debido a que posiblemente sean las responsables del levantamiento de estas durante la Orogenia Andina. Las principales estructuras en esta dirección se encuentran en el flanco oriental de la Cordillera Central, dentro de las cuales se destacan las fallas de Palestina, Chapetón - Pericos, Mulatos, Samaria - La Colorada y Chusma; las de Prado y Honda se asocian a las estribaciones occidentales de la Cordillera Oriental (11),
2. **Este - oeste (N 60° E a E - W):** el cual presenta importantes expresiones morfotectónicas en la Cordillera Central y en el valle del Magdalena. En este grupo se destacan las fallas de Ibagué y Cucuana, que tienen longitudes superiores a 100 km,

donde la falla Ibagué presenta claras evidencias de actividad tectónica en el Cuaternario (11), y,

3. **Noroeste (N 30° W a N 60° W):** las fallas con esta dirección suelen segmentar el sistema andino formando bloques levantados y deprimidos, con desplazamiento importante hacia el noroeste, interrumpiendo el Complejo Volcánico Ruiz - Tolima. En la intersección de estas estructuras con la Falla de Palestina se desarrollaron algunos de los volcanes más activos de Colombia. Las fallas más conocidas de este sistema son El Palmar y Buenos Aires, donde la primera ha sido clasificada como activa y la última tiene rasgos sugestivos de neotectónica (11).

Con esa caracterización, se señala que, en cercanías al municipio del Líbano, se encuentran las siguientes fallas geológicas cartografiadas, que han sido presentadas con anterioridad en la figura **2-35**), destacandose cuatro puntos:

- Falla de Santa Rosa,
- falla de la Palestina,
- falla de Honda, y,
- falla de la Sierra.

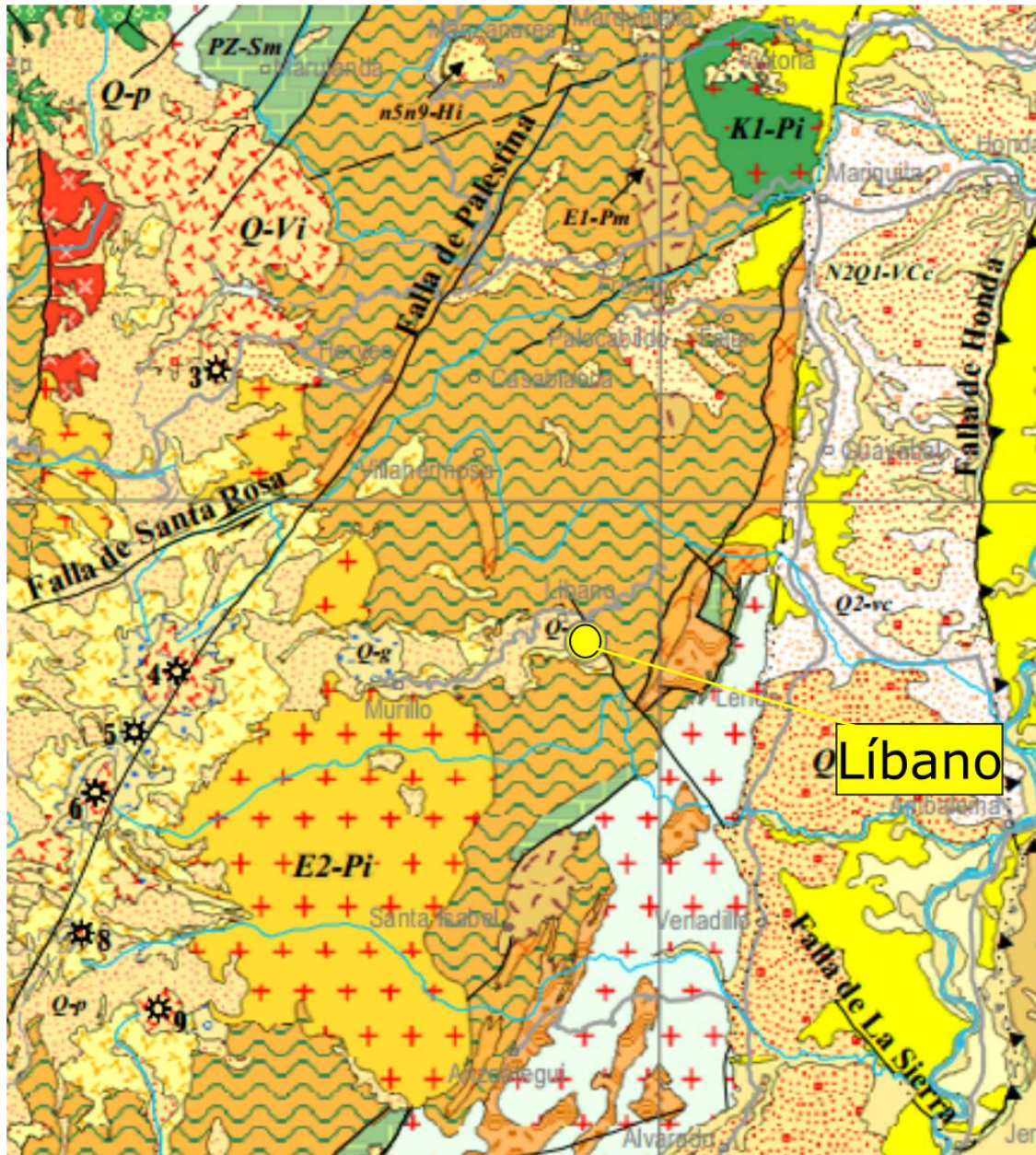


Figura 2-35. Sistemas de fallas en el municipio del Líbano, Tolima (modificado de (24)).

Fuente: (24).

2.4.1. Fracturas en el medio rocoso

La mayoría de los macizos rocosos presentan **discontinuidades**, las cuales determinan su comportamiento mecánico, por eso mismo, es esencial que ambos, la estructura de la masa rocosa y la naturaleza de sus discontinuidades sean descritas, además de la descripción li-

tológica del tipo de roca (25), de hecho, es tan importante esta actividad, que es capaz de ofrecer el reconocimiento de las deformaciones de las rocas, debido a que, éstas comienzan desde la formación de fracturas, que se crean a partir de cambios en los estados tensionales naturales del macizo rocoso, inducidos por eventos geológicos, tales como, la tectónica de placas, o bien por acción antrópica, donde se incluye, la voladura de rocas; así, dichas fracturas tienden a incrementar la porosidad y la permeabilidad efectiva, y a decrementar la resistencia compresiva efectiva de la roca, junto con su elasticidad (18), buscando que las propiedades mecánicas en general presenten un comportamiento que denote debilidad a medida que las rocas presenten un grado de fracturamiento mayor.

Por tal motivo, es importante el conocimiento de la geometría de las estructuras y de las relaciones entre ellas, puesto que, es recomendable en cualquier proyecto, determinar el tensor de esfuerzos que ha generado las fracturas en el medio rocoso y viceversa. Por lo mismo, si se logra conocer el tensor de esfuerzos dominante en un área es posible predecir o anticipar la posible localización y orientación de estructuras. Esto es importante, porque en muchos casos se necesita interpretar las estructuras que pueden existir en el subsuelo, a partir de datos de superficie (26).

En obras subterráneas, el número de discontinuidades presentes y el espaciamiento de estas, son proporcionales con la zona de perturbación (respuesta en el macizo rocoso cuando a este se desconfinan y genera un estado nuevo de esfuerzos en la periferia de la excavación), por lo tanto, entre más discontinuidades y menos espaciadas, mayor es la zona de perturbación (6), esta que conlleva a una deformación en el medio rocoso, generando a su vez, una serie de estructuras que al inicio no estaban en la roca original (estructuras de deformación). De esto depende que, la naturaleza y orientación de las estructuras de deformación van a depender de dos factores fundamentales (26):

- Orientación de los propios esfuerzos que generan tal deformación, y,
- propiedades mecánicas de la roca.

En ese caso, una vez realizada una excavación subterránea es posible que se afecte su medio rocoso el cual a su vez generaría un efecto dominó, provocando estructuras de deformación a diferentes escalas, dichas estructuras, desde el punto de vista geológico, pueden ser discontinuidades o fracturas del material, y se clasifican en macro y microestructuras, las cuales a su vez se dividen en: microfisuras, microfracturas, y macrofracturas (15). Aclarada la situación panorámica, es de mucho interés, que los proyectos de geomecánica tengan en cuenta las características y propiedades del macizo rocoso y los eventos que ocasionan y condicionan su existencia.

De hecho, las fracturas del material rocoso son respuesta de las fuerzas que, actuando en todas las escalas, desde la estructura cristalina a las grandes unidades orogénicas. Pero, independientemente de la escala que se está considerando y del tipo de fuerzas implicadas, de

forma general, los efectos que estas provocan en las rocas son desplazamientos y la deformación de ellas. Así, un desplazamiento tiene lugar cuando las fuerzas que actúan sobre el material rocoso producen un cambio de posición de este (26).

2.4.2. Macroestructuras o macrofracturas

En términos generales las macrofracturas pueden clasificarse como: macrofractura de tensión, y macrofractura de cizalla. Las macrofracturas de tensión no tienen un desplazamiento visible de los lados, mientras que las macrofracturas de cizalla (también llamada como macrofracturas de corte) producen un desplazamiento relativo paralelo al plano de fractura. Si esta macrofractura presenta entre sus paredes un material secundario (relleno), tal como minerales de cuarzo, entonces se denomina como una vena o una venilla (18).

Por lo mismo, las macrofracturas, dependen de las propiedades petrográficas e índices de la roca (porosidad o permeabilidad), y, de las microestructuras de la roca. Además se reconoce que, estas estructuras son el origen de las características físicas notorias de los macizos rocosos, como por ejemplo, la forma de los bloques de roca, y por lo tanto, la rotura siempre se asocia a la formación de discontinuidades, que pueden manifestarse como planos discretos singulares (planos de fractura), o bien como un conjunto de numerosos planos de discontinuidad, que definen una zona de rotura o fractura (18). No obstante, no en todos los casos, los materiales tienen un comportamiento frágil, de manera que, solo en unas condiciones, se generan planos de rotura bien definidos (únicos o múltiples), porque, muchas veces, los materiales tienen un comportamiento frágil-dúctil o dúctil, de manera que la rotura se resuelve como una zona con intensa deformación, que involucra fenómenos de reorientación, disolución y recristalización mineral (26).

El término discontinuidad se usa en la literatura para asignar a las macrofracturas. El término macrofractura se emplea para la mayoría de los tipos de discontinuidades, tales como: planos de estratificación, planos de esquistosidad, fallas (regionales o locales), etc., (15), los cuales gobiernan geométricamente las diversas formas de los bloques de roca en el macizo rocoso (4). En cierta manera, algunos ejemplos se aprecian en la figura 2-36.

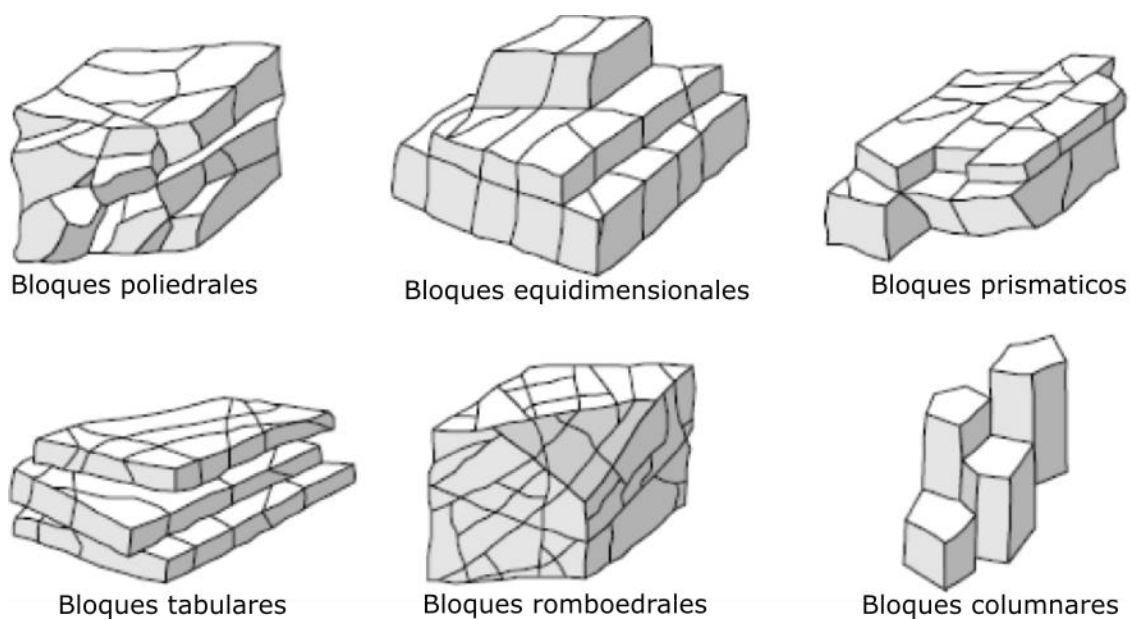


Figura 2-36. Ejemplos de algunas formas de bloques rocosos (modificado de: (4)).

Fuente: (4).

Al final, como una síntesis de reflexión, si se tiene una buena toma de datos estructurales, es posible describir a plenitud las macrofracturas de la roca, y de esta manera, proponer una forma de bloques de roca. Estos bloques son el resultado de la intersección de las macrofracturas en el macizo rocoso, además del espaciamiento entre estas, el tamaño, persistencia y número de macrofracturas (ver figura 2-37).

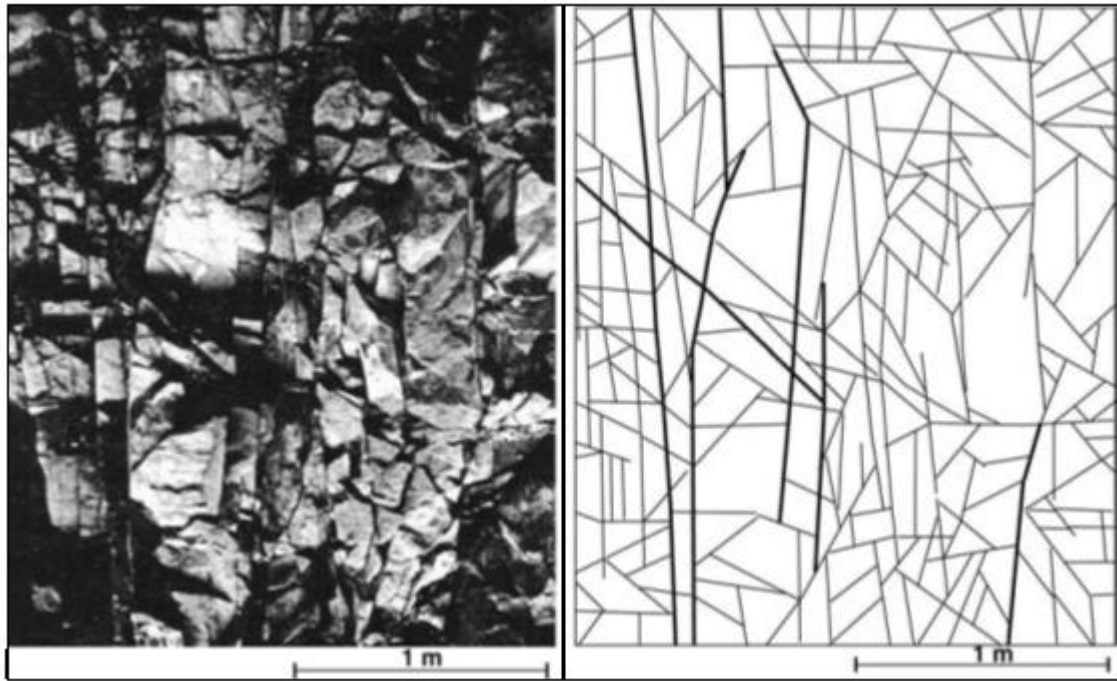
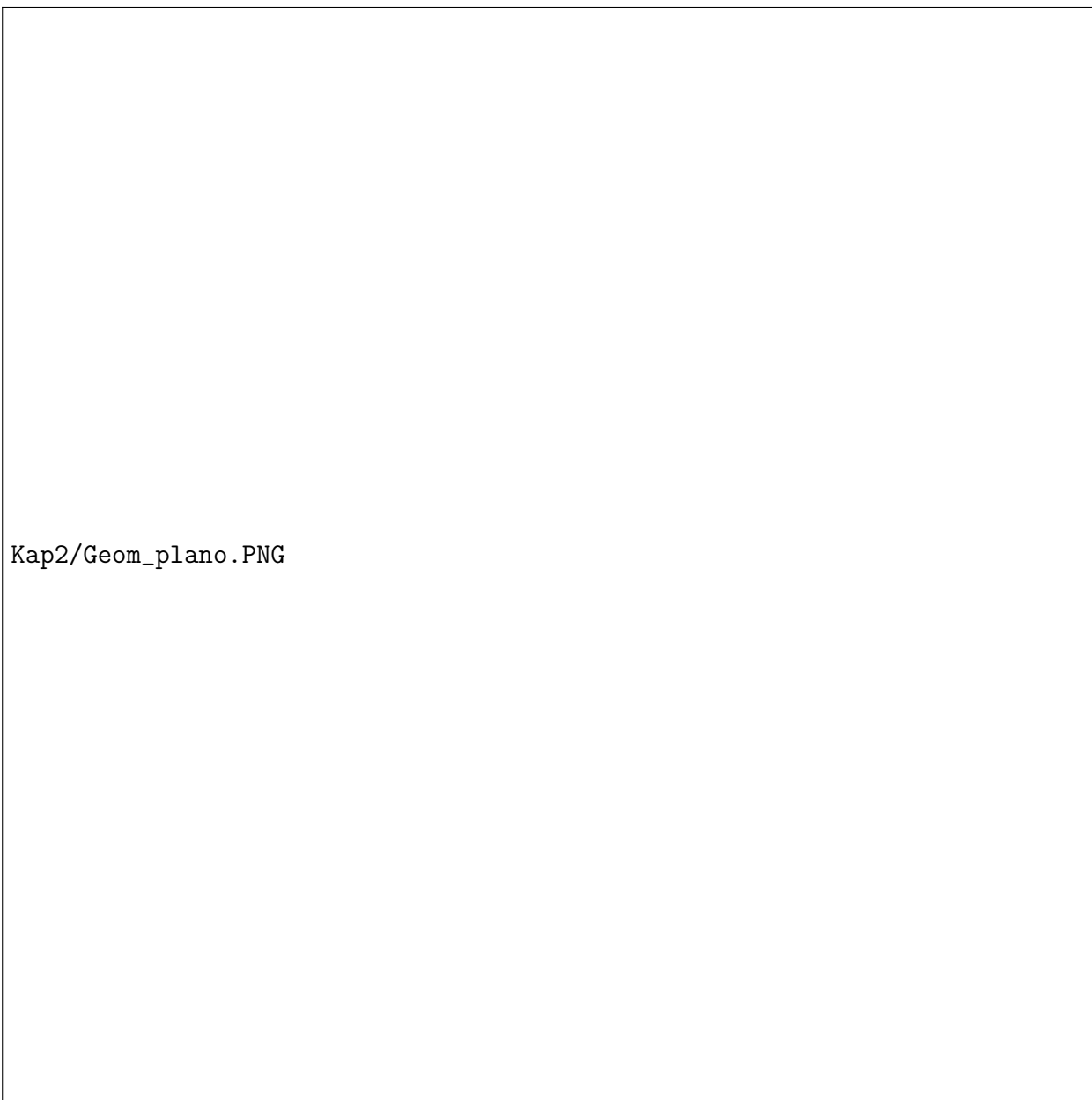


Figura 2-37. Ejemplos de algunas formas de bloques rocosos (4).

Fuente: (4).

En las etapas de investigación de la roca en un área de exploración geológica para fines de ingeniería o profundización en el conocimiento del comportamiento geológico, el ingeniero debe prestar mucha atención a determinar y cuantificar la localización y orientación de varios elementos estructurales o macrofracturas. Los planos son los más comunes de estos, ya que son empleados sobretodo como punto de partida para aplicación de métodos geométricos básicos empleados por la geología estructural para determinar el comportamiento del macizo rocoso desde el punto de vista cinemático, siendo este el primer paso para su descripción (27).

Algunas de las características básicas para proceder a describir la orientación de una macrofractura, tal como un plano se da en términos de Buzamiento/Dirección de buzamiento o en términos de Rumbo/Buzamiento. Los términos buzamiento (*dip*), rumbo (*strike*), y dirección de buzamiento (*dip direction*) aplican para cualquier plano estructural y constituyen un estado espacial que describe cómo se comporta geoméricamente un plano en el medio, como es posible observar en la figura 2-38. Estos términos aplican de igual manera con aspectos estructurales como el clivaje, la esquistosidad, la foliación y las fracturas entre diaclasas o en zonas de falla (28).



Kap2/Geom_plano.PNG

Figura 2-38. Descripción geométrica espacial de un plano inclinado (Modificado de (28)).

Fuente: (28).

La importancia de la toma de datos estructurales en macizos rocosos es extensa, partiendo de la premisa que las estructuras geológicas son fenómenos absolutamente ligados con la formación de las rocas y con los esfuerzos que han sido sometidas desde su origen, hasta las épocas actuales (29), es por esto que mediante una buena toma de datos de orientación de discontinuidades se logra, por ejemplo, indicar la existencia la trayectoria del esfuerzo

natural del terreno (30) o para conocer la evolución cinemática de, por ejemplo, un pliegue, también sirve para estimar el grado de metamorfismo regional orogénico vinculado a una zona (32). Además, las propiedades de las discontinuidades, tales como orientación, persistencia, rugosidad y relleno, hacen que los bloques de roca sean más o menos resistentes a una posible desestabilización y posterior caída por la generación de cuñas (33).

Otro ejemplo de la importancia, de este suceso, es que según el número y ubicación de las discontinuidades, estas ofrecen, una o varias, secuencias de deformación asociada con actividad orogénica, por eso, en este trabajo se emplearán las estructuras geológicas para conocer las zonas de debilidad asociadas con formas estructurales (como familias de discontinuidades o plegamientos).

Por su parte, los registros de exploración geológica estructural realizados sobre pilares en la mina «El Gran Porvenir del Líbano» se pueden ver en la información resumida presentada entre la tabla **2-1** y la tabla **2-6** y observar los rasgos físicos de los pilares y las muestras de roca extraídas (ver figura **2-39** hasta **2-44**).

De hecho, los rasgos estructurales de 10 zonas diferentes dentro de la mina, que no corresponden con pilares sino con paredes y respaldos de los túneles explotados (ver tabla **2-7** hasta **2-16**).

- Pilares en roca

El pilar 1 se encuentra en el punto de referencia topográfico 513 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Altura: 1,41 metros,
- ancho: 1,38 metros, y,
- largo: 1,64 metros.

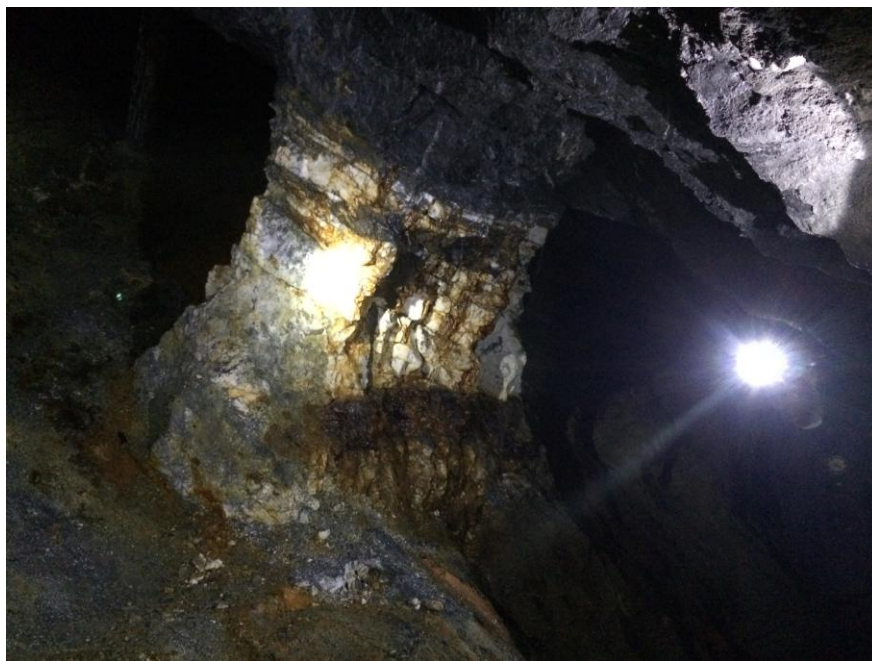


Figura 2-39. Pilar de minería 1.

Fuente: Esta investigación.

<i>ND</i> ²	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>	<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>
1	295	46	26	313	48
2	294	45	27	314	47
3	292	44	28	313	41
4	290	42	29	313	45
5	287	41	30	314	47
6	286	40	31	314	48
7	284	39	32	314	49
8	283	38	33	314	49
9	282	38	34	314	49
10	279	36	35	315	49
11	276	35	36	324	43
12	271	33	37	303	50
13	269	32	38	353	47

²ND: Número de la discontinuidad.

14	265	27	39	333	39
15	277	19	40	346	50
16	297	17	41	339	38
17	208	20	42	324	21
18	315	26	43	313	27
19	315	33	44	316	15
20	315	37	45	313	27
21	315	40	46	45	31
22	315	42	47	341	46
23	314	45	*	*	*
24	313	49	*	*	*
25	312	50	*	*	*

Tabla 2-1.: Macroestructuras propias del pilar 1 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (*Dip/DipDir*).

Fuente: Esta investigación.

En el caso del pilar 2, se encuentra en el punto de referencia topográfico 576 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Altura: 1,57 metros,
- ancho: 3,45 metros, y,
- largo: 2,55 metros.



Figura 2-40. Pilar de minería 2.

Fuente: Esta investigación.

<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>	<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>
1	300	42	28	292	46
2	301	45	29	289	45
3	298	43	30	289	44

4	297	41	31	288	44
5	278	28	32	286	43
6	271	24	33	283	42
7	271	23	34	282	42
8	274	25	35	279	41
9	288	35	36	278	41
10	287	39	37	276	40
11	285	40	38	278	61
12	280	40	39	261	48
13	276	40	40	249	53
14	274	38	41	291	54
15	271	37	42	278	47
16	269	33	43	273	48
17	274	34	44	274	45
18	277	35	45	275	49
19	280	36	46	275	45
20	281	37	47	275	49
21	286	39	48	296	46
22	288	41	49	296	46
23	290	43	50	296	46
24	292	45	51	295	45
25	293	46	52	295	45
26	293	47	53	261	47
27	292	46	54	276	45

Tabla 2-2.: Macroestructuras propias del pilar 2 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (*Dip/DipDir*).

Fuente: Esta investigación.

Ahora, el pilar 3, se encuentra en el punto de referencia topográfico 599 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Altura: 1,59 metros,
- ancho: 2,03 metros, y,
- largo: 2,33 metros.



Figura 2-41. Pilar de minería 3.

Fuente: Esta investigación.

<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>	<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>
1	71	85	31	234	86
2	69	86	32	231	86
3	67	87	33	228	85

4	78	88	34	225	85
5	77	88	35	221	85
6	99	88	36	206	86
7	168	87	37	206	87
8	202	87	38	205	87
9	224	86	39	205	86
10	221	84	40	215	86
11	218	83	41	214	85
12	216	81	42	213	83
13	212	79	43	218	77
14	207	77	44	208	81
15	206	77	45	240	82
16	205	76	46	239	82
17	204	76	47	217	80
18	205	76	48	228	80
19	206	77	49	215	75
20	210	79	50	207	76
21	212	80	51	234	74
22	215	81	52	226	70
23	218	82	53	90	82
24	220	83	54	178	86
25	225	85	55	195	85
26	229	85	56	210	86
27	231	86	57	172	86
28	233	86	58	83	84
29	235	86	59	68	84
30	235	86	*	*	*

Tabla 2-3.: Macroestructuras propias del pilar 3 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (*Dip/DipDir*).

Fuente: Esta investigación.

El pilar 4, se encuentra en el punto de referencia topográfico 420 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Altura: 2,70 metros,
- ancho: 5,13 metros, y,
- largo: 2,15 metros.

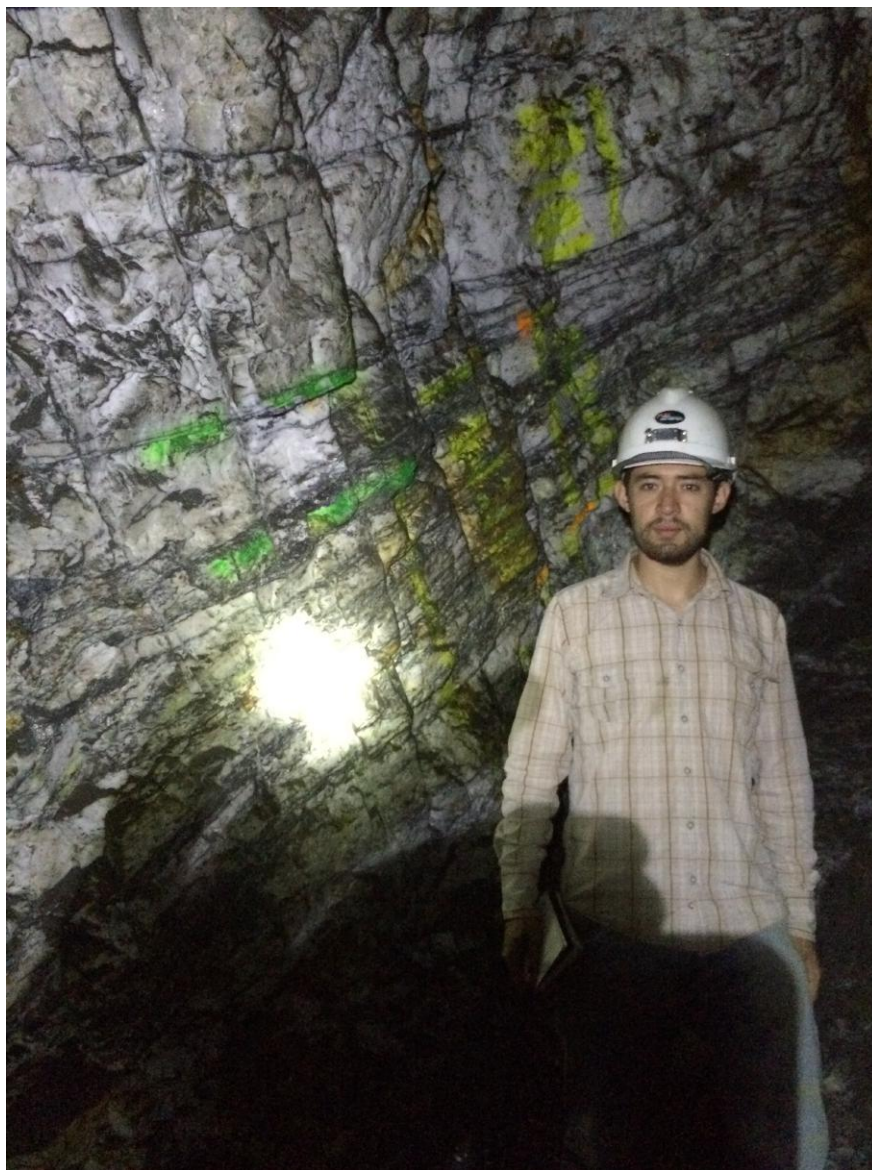


Figura 2-42. Pilar de minería 4.

Fuente: Esta investigación.

<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>	<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>
1	253	9	31	298	27
2	262	6	32	273	32
3	308	8	33	268	21

4	268	10	34	300	9
5	262	7	35	249	15
6	81	24	36	288	27
7	3	5	37	252	30
8	311	15	38	277	22
9	297	16	39	265	31
10	296	25	40	295	32
11	300	29	41	286	11
12	169	7	42	276	14
13	12	4	43	272	17
14	95	3	44	293	34
15	98	3	45	242	19
16	55	5	46	296	17
17	2	12	47	276	10
18	48	18	48	252	17
19	324	24	49	296	6
20	326	26	50	269	23
21	294	18	51	291	11
22	288	17	52	296	24
23	268	20	53	268	20
24	280	20	54	290	26
25	273	19	55	251	7
26	286	32	56	246	29
27	287	9	57	255	27
28	293	12	58	258	13
29	291	10	*	*	*
30	241	26	*	*	*

Tabla 2-4.: Macroestructuras propias del pilar 4 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (DIP/DIPDIR).

Fuente: Esta investigación.

Luego, el pilar 5, se encuentra en el punto de referencia topográfico 93 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Altura: 0,74 metros,
- ancho: 1,18 metros, y,
- largo: 2,83 metros.



Figura 2-43. Pilar de minería 5.

Fuente: Esta investigación.

<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>	<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>
1	200	85	31	230	13
2	211	85	32	242	13
3	206	90	33	252	14

4	25	78	34	262	15
5	30	71	35	271	16
6	25	77	36	277	16
7	31	85	37	281	16
8	9	86	38	285	16
9	281	23	39	289	16
10	290	24	40	294	16
11	233	18	41	295	16
12	336	11	42	296	16
13	341	6	43	296	16
14	122	3	44	296	16
15	338	10	45	197	16
16	303	61	46	195	15
17	259	62	47	194	14
18	292	68	48	293	13
19	291	71	49	292	13
20	289	74	50	190	11
21	305	42	51	173	10
22	307	40	52	267	16
23	308	87	53	282	16
24	308	25	54	295	15
25	297	21	55	290	16
26	275	19	56	282	16
27	224	14	57	195	15
28	208	14	58	290	16
29	178	13	59	304	16
30	217	13	60	297	22

Tabla 2-5.: Macroestructuras propias del pilar 5 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (*Dip/DipDir*).

Fuente: Esta investigación.

El pilar 6 se encuentra en el punto de referencia topográfico 417 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Altura: 2,16 metros,
- ancho: 3,90 metros, y,
- largo: 3,58 metros.



Figura 2-44. Pilar de minería 6.

Fuente: Esta investigación.

<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>	<i>ND</i>	<i>DipDir</i>	<i>Dip</i>
1	300	26	28	298	22
2	299	26	29	298	22
3	299	26	30	270	30

4	298	25	31	264	28
5	298	25	32	240	20
6	298	25	33	274	27
7	299	26	34	283	29
8	299	97	35	285	27
9	300	28	36	282	24
10	301	29	37	286	22
11	304	37	38	286	22
12	305	40	39	276	21
13	306	40	40	290	23
14	305	39	41	290	21
15	303	36	42	275	25
16	296	32	43	307	27
17	273	19	44	234	40
18	271	17	45	246	17
19	271	16	46	244	29
20	272	14	47	12	28
21	277	15	48	3	35
22	284	16	49	350	41
23	296	19	50	324	22
24	298	21	51	324	20
25	298	22	52	266	25
26	298	22	53	240	34
27	297	23	*	*	*

Tabla 2-6.: Macroestructuras propias del pilar 6 en términos de buzamiento/dirección de buzamiento (*Dip/DipDir*).

Fuente: Esta investigación.

- Zonas al interior de la mina

Al explorar las características de las macroestructuras denominadas como diaclasas en las zonas de exploración al interior de la mina, arrojaron datos de sumo valor que generarán resultados que se pueden ver en la sección Procesamiento de datos macroestructurales (2.4.2), sin embargo, a continuación se podrá observar una caracterización sencilla que enmarca un comportamiento puntual en cada zona.

En ese sentido, la zona 1 se encuentra en el punto de referencia topográfico 126 (ver figura 2-5) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 217,
- Dip Plano rocoso: 52,
- Plunge de la línea de rastreo: 10, y,
- Trend de la línea de rastreo: 240.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	<i>Ab</i> (mm) ³	<i>R_L</i> ⁴	<i>G_m</i> ⁵	Relleno	<i>E_a</i> ⁶
1	253	9	0	26	La ⁷	Rd ⁸	Lh ⁹
2	262	6	2	14	La	Rd	Lh
3	308	8	0	10	La	Rd	Lh
4	268	10	1	10	La	Rd	Lh
5	262	7	2	10	La	Rd	Lh
6	81	24	1	10	La	Rd	H ¹⁰
7	3	5	1	10	La	Rd	H
8	311	15	5	10	La	Rd	H
9	297	16	2	10	La	Rd	Lh
10	296	25	1	38	La	Rd	Lh
11	300	29	1	10	La	Rd	Lh
12	169	7	2	26	Ma ¹¹	Rd	H
13	12	4	0	10	Ma	Rd	H
14	95	3	0	20	Ma	Rd	H
15	98	3	0	10	D ¹²	Rd	H
16	55	5	0	20	D	Rd	H
17	2	12	0	10	D	Rd	H
18	48	18	0	20	D	Rd	H
19	324	24	0	26	D	Rd	H
20	326	26	0	10	Ma	Rd	H

Tabla 2-7.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 1.

³Ab: Abertura en milímetros.

⁴*R_L*: Valor de rebote *R_L* de Martillo de Schmidt.

⁵*G_m*: Alteración o grado de meteorización.

⁶*E_a*: Estado general de aguas.

⁷La: Ligeramente alterada.

⁸Rd: Relleno duro.

⁹Lh: Ligeramente húmedo.

¹⁰H: Húmedo.

¹¹Ma: Moderadamente alterada.

¹²D: Desintegrada, al grado de parecer muy alterada.

Fuente: Esta investigación.

Además, la zona 2 se encuentra en el punto de referencia topográfico 791 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 101,
- Dip Plano rocoso: 61,
- Plunge de la línea de rastreo: 26, y,
- Trend de la línea de rastreo: 260.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	260	44	1	14	La	Rd	S ¹³
2	227	35	0	18	La	Rd	S
3	281	24	2	10	La	Rd	S
4	290	24	3	16	La	Rd	S
5	304	15	1	16	La	Rd	S
6	305	17	2	20	La	Rd	S
7	333	27	1	12	La	Rd	S
8	329	29	0	16	La	Rd	S
9	288	33	3	12	La	Rd	S
10	320	31	0	12	La	Rd	S
11	326	26	0	16	La	Rd	S
12	324	24	3	16	La	Rd	S
13	348	18	2	26	La	Rd	S
14	2	12	0	10	La	Rd	S
15	55	5	0	14	La	Rd	S
16	98	3	2	14	La	Rd	S
17	95	3	2	14	La	Rd	S
18	12	4	0	14	La	Rd	S
19	169	7	0	10	La	Rd	S
20	300	29	0	14	La	Rd	S
21	296	25	1	10	La	Rd	S
22	297	16	1	14	La	Rd	S
23	311	15	0	14	La	Rd	S

¹³S: Estado Seco.

24	3	5	1	10	La	Rd	S
25	181	24	1	10	La	Rd	S
26	262	7	0	10	La	Rd	S
27	268	10	0	10	La	Rd	S
28	308	8	0	20	La	Rd	S
29	262	6	0	20	La	Rd	S
30	253	9	0	46	La	Rd	S

Tabla 2-8.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 2.

Fuente: Esta investigación.

En otro punto, la zona 3 se encuentra en el punto de referencia topográfico 418 (ver figura 2-5) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 192,
- Dip Plano rocoso: 77,
- Plunge de la línea de rastreo: 126, y,
- Trend de la línea de rastreo: 5.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	26	79	2	18	In ¹⁴	N ¹⁵	S
2	348	84	2	10	In	N	S
3	1	80	2	10	In	N	S
4	2	73	2	40	In	N	S
5	343	80	2	40	In	N	S
6	282	79	2	12	In	N	S
7	280	80	3	10	In	N	S
8	282	79	3	12	In	N	S
9	280	88	3	10	In	N	S
10	275	76	4	10	In	N	S
11	265	90	4	10	In	N	S
12	269	87	4	10	In	N	S

¹⁴In: Inalterada.

¹⁵N: Ninguno.

13	270	88	4	10	In	N	S
14	277	78	4	10	In	N	S
15	286	81	4	10	In	N	S
16	269	83	4	10	In	N	S
17	264	86	4	10	In	N	S
18	195	70	4	10	In	N	S
19	196	71	4	10	In	N	S
20	195	78	4	10	In	N	S
21	196	75	4	10	In	N	S
22	202	74	4	10	In	N	S
23	202	78	4	10	In	N	S
24	179	7	4	10	In	N	S
25	179	8	4	10	In	N	S
26	253	1	4	10	In	N	S
27	347	7	4	14	In	N	S
28	297	13	3	10	In	Rd	S
29	118	23	3	22	In	Rd	S
30	283	9	3	20	In	Rd	S
31	128	19	3	28	In	Rd	S

Tabla 2-9.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 3.

Fuente: Esta investigación.

La zona 4, se encuentra en el punto de referencia topográfico 774 (ver figura 2-5) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 252,
- Dip Plano rocoso: 42,
- Plunge de la línea de rastreo: 10, y,
- Trend de la línea de rastreo: 324.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	329	46	0	10	La	Rd	S
2	307	39	3	10	La	Rd	S

3	375	38	0	20	La	Rd	S
4	350	24	2	10	La	Rd	S
5	25	50	0	20	La	Rd	S
6	57	56	1	40	La	Rd	S
7	58	52	1	12	La	Rd	S
8	66	49	1	10	La	Rd	S
9	317	24	0	10	La	Rd	S
10	329	36	0	10	La	Rd	S
11	317	44	0	10	La	Rd	S
12	161	21	2	12	La	Rd	S
13	260	44	0	10	La	Rd	S
14	227	17	0	26	La	Rd	S
15	281	24	3	10	La	Rd	S
16	290	24	0	10	La	Rd	S
17	304	15	0	12	La	Rd	S
18	303	17	2	26	La	Rd	S
19	333	23	2	10	La	Rd	S
20	329	19	2	20	La	Rd	S
21	288	23	3	10	La	Rd	S
22	326	31	2	26	La	Rd	S
23	326	26	1	10	La	Rd	S
24	324	24	0	20	La	Rd	S
25	348	18	0	12	La	Rd	S
26	2	12	0	10	La	Rd	S
27	55	5	0	10	La	Rd	S
28	98	3	0	10	La	Rd	S
29	95	3	0	10	La	Rd	S
30	2	4	1	34	La	Rd	S
31	169	7	1	12	La	Rd	S
32	300	29	1	10	La	Rd	S
33	296	25	2	10	La	Rd	S
34	297	16	1	10	La	Rd	S
35	311	15	2	12	La	Rd	S
36	181	24	1	16	La	Rd	S
37	262	7	0	10	La	Rd	S
38	268	10	0	12	La	Rd	S
39	308	8	0	12	La	Rd	S
40	262	6	0	12	La	Rd	S

41	253	9	0	10	La	Rd	S
----	-----	---	---	----	----	----	---

Tabla 2-10.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 4.

Fuente: Esta investigación.

La zona 5, se encuentra en el punto de referencia topográfico 471 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 293,
- Dip Plano rocoso: 52,
- Plunge de la línea de rastreo: 15, y,
- Trend de la línea de rastreo: 87.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	200	85	0	16	Ma	N	Lh
2	211	85	0	10	Ma	N	Lh
3	206	90	0	14	Ma	N	Lh
4	25	78	0	10	Ma	N	Lh
5	30	71	0	10	Ma	N	Lh
6	25	77	0	10	Ma	N	Lh
7	31	85	0	10	Ma	N	Lh
8	9	86	0	10	Ma	N	Lh
9	281	23	0	14	Ma	N	Lh
10	290	24	0	10	Ma	N	Lh
11	233	18	0	10	Ma	N	Lh
12	336	11	0	10	Ma	N	Lh
13	341	6	0	14	Ma	N	Lh
14	122	3	0	10	Ma	N	Lh
15	338	10	0	12	Ma	N	Lh
16	303	61	0	14	Ma	N	Lh
17	259	62	0	20	Ma	N	Lh
18	292	68	0	20	Ma	N	Lh
19	291	71	0	18	Ma	N	H
20	289	74	0	22	Ma	N	H

Tabla 2-11.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 5.

Fuente: Esta investigación.

La zona 6 se encuentra en el punto de referencia topográfico 205 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 297,
- Dip Plano rocoso: 55,
- Plunge de la línea de rastreo: 20, y,
- Trend de la línea de rastreo: 81.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	46	60	5	12	La	N	Lh
2	40	55	3	10	La	N	Lh
3	53	50	0	12	La	N	Lh
4	38	55	0	20	La	N	Lh
5	27	59	7	12	La	N	Lh
6	46	55	0	12	La	N	Lh
7	52	40	2	50	La	N	Lh
8	32	52	7	20	La	N	Lh
9	35	64	0	14	La	N	Lh
10	32	79	1	30	La	N	Lh
11	40	53	1	20	La	N	Lh
12	38	51	0	20	La	N	Lh
13	19	52	2	40	La	N	Lh
14	42	68	0	28	La	N	Lh
15	53	65	2	10	La	N	Lh
16	54	50	5	36	La	N	Lh
17	62	64	5	36	La	Rd	Lh
18	61	59	0	22	La	Rd	Lh
19	76	75	5	22	La	Rd	Lh
20	70	64	3	10	La	Rd	Lh
21	61	69	3	10	La	Rd	Lh
22	53	54	5	10	La	Rd	Lh
23	48	57	3	12	La	Rd	Lh
24	73	47	0	10	La	Rd	Lh

25	67	62	0	10	La	Rd	Lh
26	67	52	7	22	La	Rd	Lh
27	36	51	2	10	La	Rd	Lh
28	300	76	2	14	La	Rd	Lh
29	297	78	2	12	La	Rd	Lh
30	297	73	2	10	La	Rd	Lh
31	294	64	0	10	La	Rd	Lh
32	310	66	0	10	La	Rd	Lh
33	308	72	2	10	La	Rd	Lh
34	304	56	2	10	La	Rd	Lh
35	306	49	2	10	La	Rd	Lh
36	317	51	0	10	La	Rd	Lh
37	314	50	0	10	La	Rd	Lh
38	317	62	0	12	La	Rd	Lh

Tabla 2-12.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 6.

Fuente: Esta investigación.

La zona 7, se encuentra en el punto de referencia topográfico 87 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 117,
- Dip Plano rocoso: 50,
- Plunge de la línea de rastreo: 20, y,
- Trend de la línea de rastreo: 221.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	258	6	0	10	La	Rb	S
2	251	5	5	14	La	Rb	S
3	272	7	2	12	La	Rb	S
4	283	15	5	24	La	Rb	S
5	310	23	5	22	La	Rb	S
6	314	17	0	28	La	Rb	S
7	313	31	0	18	La	Rb	S

8	316	20	0	22	La	Rb	S
9	318	28	2	10	La	Rb	S

Tabla 2-13.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 7.

Fuente: Esta investigación.

La zona 8, se encuentra en el punto de referencia topográfico 861 (ver figura 2-5) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 96,
- Dip Plano rocoso: 79,
- Plunge de la línea de rastreo: 10, y,
- Trend de la línea de rastreo: 13.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	A_b (mm)	R_L	G_m	Relleno	E_a
1	309	29	0	12	In	N	S
2	219	4	0	10	In	N	S
3	182	10	0	12	In	N	S
4	148	20	0	20	In	N	S
5	146	22	0	12	In	N	S
6	126	33	0	12	In	N	S
7	319	17	0	50	In	N	S
8	321	11	0	20	In	N	S
9	88	6	0	14	In	N	S
10	197	3	0	30	In	N	S
11	333	4	0	20	In	N	S
12	281	12	0	20	In	N	S
13	266	3	0	40	In	N	S
14	301	27	0	28	In	N	S
15	321	11	0	10	In	N	S
16	164	9	0	36	In	N	S
17	184	21	0	36	In	Rd	S
18	258	11	0	22	In	Rd	S
19	316	19	0	22	In	Rd	S

20	335	3	0	10	In	Rd	S
21	97	7	0	10	In	Rd	S
22	164	26	0	10	In	Rd	S
23	41	27	0	12	In	Rd	S
24	22	23	0	10	In	Rd	S
25	53	22	0	10	In	Rd	S
26	60	27	0	22	In	Rd	S
27	89	17	0	10	In	Rd	S

Tabla 2-14.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 8.

Fuente: Esta investigación.

La zona 9, se encuentra en el punto de referencia topográfico 927 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 186,
- Dip Plano rocoso: 81,
- Plunge de la línea de rastreo: 53, y,
- Trend de la línea de rastreo: 310.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	<i>A_b</i> (mm)	<i>R_L</i>	<i>G_m</i>	Relleno	<i>E_a</i>
1	330	28	0	22	La	N	Lh
2	321	37	0	30	La	N	Lh
3	324	33	0	24	La	N	Lh
4	325	25	0	28	La	N	Lh
5	302	25	0	14	La	N	Lh
6	308	24	0	30	La	N	Lh
7	310	19	0	18	La	N	Lh
8	269	38	0	10	La	N	Lh
9	281	54	0	10	La	N	Lh
10	289	47	0	10	La	N	Lh
11	324	45	0	10	La	N	Lh
12	343	55	0	28	La	N	Lh
13	336	60	0	46	La	N	Lh

14	337	55	0	46	La	N	Lh
15	321	54	0	22	La	N	Lh
16	357	56	0	10	La	N	Lh
17	8	58	0	10	La	Rd	Lh
18	12	57	0	24	La	Rd	Lh
19	278	56	0	10	La	Rd	Lh
20	277	53	0	10	La	Rd	Lh
21	243	34	0	10	La	Rd	Lh

Tabla 2-15.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 9.

Fuente: Esta investigación.

Al final, La zona 10 se encuentra en el punto de referencia topográfico 920 (ver figura **2-5**) y presenta las siguientes características:

- Dipdir Plano rocoso: 105,
- Dip Plano rocoso: 30,
- Plunge de la línea de rastreo: 27, y,
- Trend de la línea de rastreo: 128.

<i>ND</i>	<i>Dipdir</i>	<i>Dip</i>	<i>A_b</i> (mm)	<i>R_L</i>	<i>G_m</i>	Relleno	<i>E_a</i>
1	327	38	1	18	In	N	S
2	326	38	0	10	In	N	S
3	326	38	0	10	In	N	S
4	325	38	0	40	In	N	S
5	326	38	0	40	In	N	S
6	326	39	1	12	In	N	S
7	327	39	1	10	In	N	S
8	328	40	1	12	In	N	S
9	329	41	1	10	In	N	S
10	329	41	1	10	In	N	S
11	280	45	1	10	In	N	S
12	278	46	1	20	In	N	S
13	280	45	1	20	In	N	S

14	279	45	1	10	In	N	S
15	280	45	0	10	In	N	S
16	281	45	0	10	In	N	S
17	281	45	0	10	In	Rd	S
18	281	43	0	24	In	Rd	S
19	283	33	0	10	In	Rd	S
20	285	44	1	10	In	Rd	S
21	287	37	1	10	In	Rd	S
22	290	41	0	20	In	N	S
23	294	40	0	20	In	N	S
24	295	39	0	20	In	N	S
25	294	36	0	20	In	N	S
26	249	41	0	20	In	N	S
27	293	38	0	20	In	N	S
28	294	42	0	20	In	N	S
29	290	40	0	20	In	N	S
30	295	45	0	20	In	N	S
31	307	44	0	10	In	N	S
32	312	43	0	10	In	N	S
33	300	41	0	10	In	N	S
34	313	42	0	10	In	N	S
35	315	40	0	10	In	N	S
36	300	37	0	10	In	N	S

Tabla 2-16.: Macroestructuras propias de la zona de exploración estructural 10.

Fuente: Esta investigación.

- Procesamiento de datos macroestructurales

Dentro de la estructuración del proceso investigativo, es recomendable el manejo de los datos macro para un mejor entendimiento de la proyección investigativa. Para lograr entender los datos macroestructurales, se comienza por realizar una interpretación gráfica y luego se realiza un análisis numérico, el cual está enmarcado en la estadística vectorial.

Los tratamientos no vectoriales son los que requieren menor complejidad de cálculo, estos no son empleados para dar a conocer las conclusiones de los datos estructurales del presente documento, sin embargo estos permiten la utilización de tratamientos estadísticos basados en diversidad de distribuciones, como las distribuciones circulares y o las esféricas. Por este motivo, y desde un punto de vista estadístico, los tratamientos no vectoriales son obsoletos,

aunque por su simplicidad muchos ingenieros y geólogos siguen utilizándolos (22).

Por tal motivo, el procesamiento de datos estructurales se realizó empleando el software **STEREONET 7 ®** (34) (para mayor información remitirse a: (35) y (36)), que permitió el análisis, tanto en zonas de exploración minera como en pilares empleados para el sostenimiento de la excavación. De ese modo, incluyendo los resultados del comportamiento individual de cada zona y de cada pilar, se puede observar en el AnexoA y en el AnexoD, de esta investigación.

En total fueron registrados 604 datos de orientación de macrofracturas geológicas, incluyendo como pilares como en las zonas de exploración, por otra parte, el diagrama de rosas que ilustra el comportamiento de todos los rasgos estructurales se ve en la figura **2-45** y el comportamiento de los polos en la figura **2-46**.

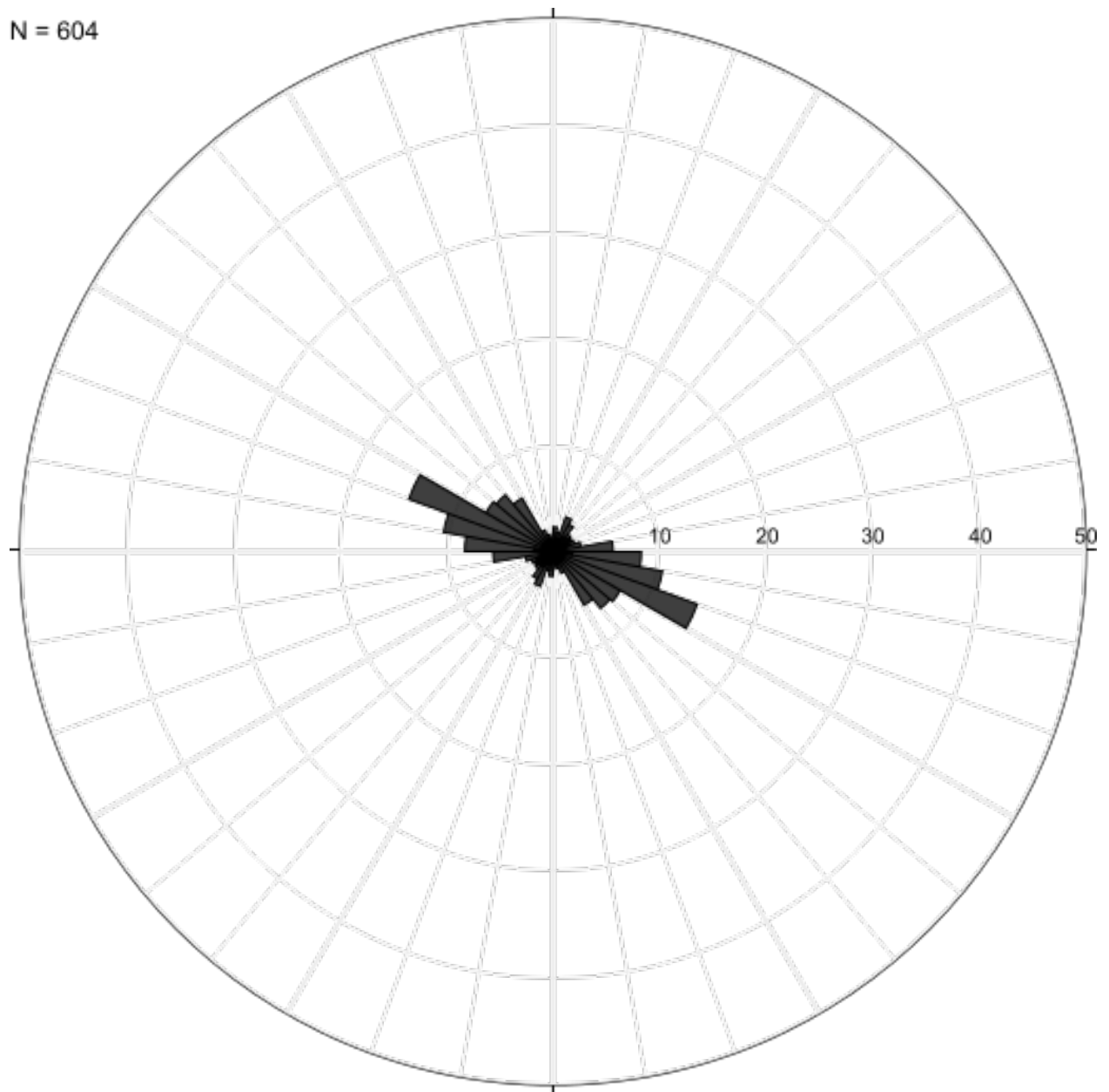


Figura 2-45. Diagrama de rosas propias de las macroestructuras en la mina

Fuente: Esta investigación.

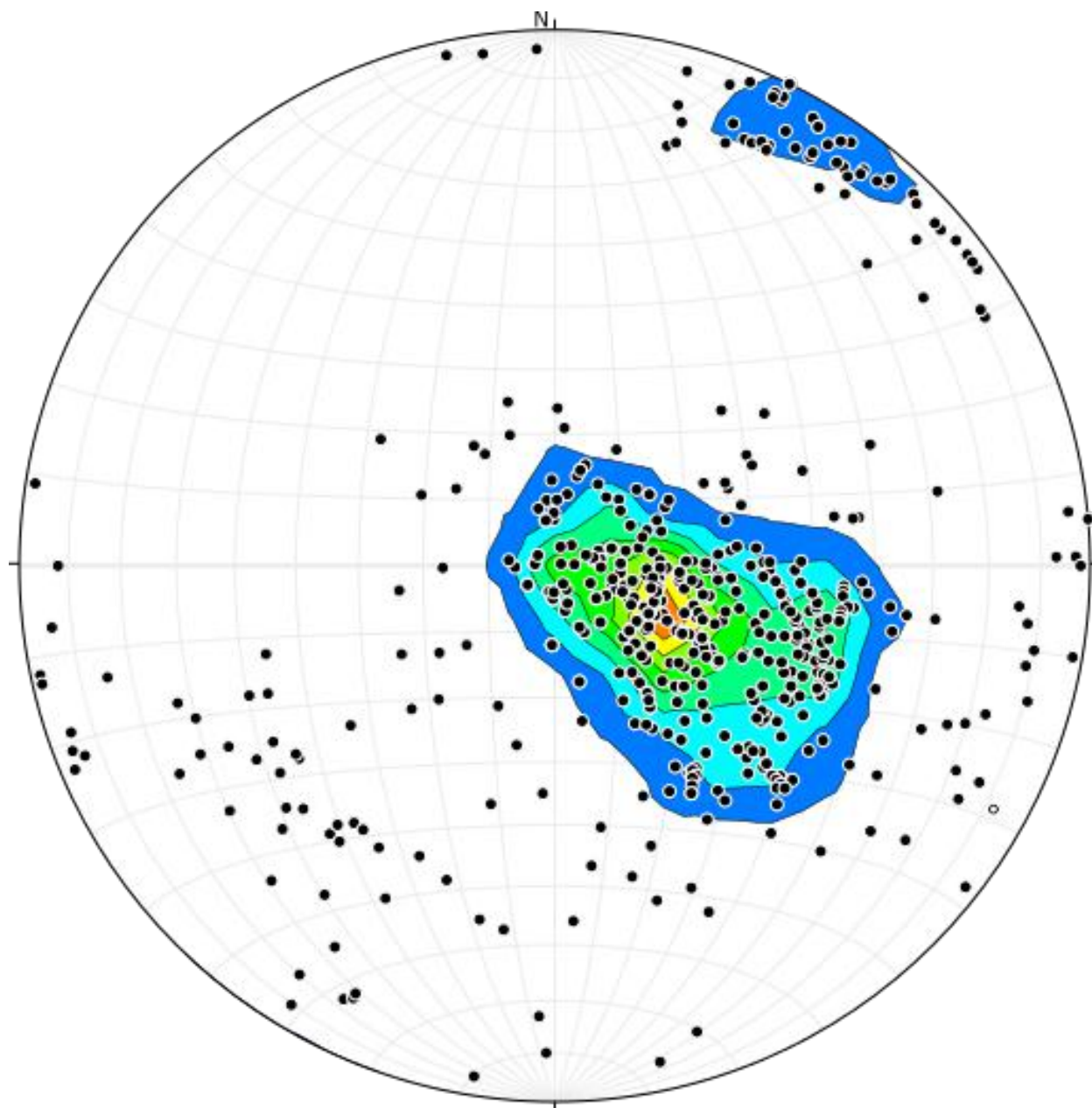


Figura 2-46. Macroestructuras propias encontradas en la mina

Fuente: Esta investigación.

A partir de la lectura de la figura **2-46**, se determinaron rasgos estructurales que delimitan zonas de plegamiento. Al respecto y para tener en cuenta, una idea macrogeneral sobre este proceso, hay que ratificar que, en un pliegue cilíndrico, cada uno de los polos es perpendicular al eje del pliegue, por lo tanto, los polos son paralelos a un plano perpendicular al eje del pliegue. Estos polos forman una guirnalda de círculo máximo o guirnalda de polos, llamado

círculo π o círculo de polos. El polo del círculo π representa el eje del pliegue (37).

Existen dos patrones clave para interpretar un diagrama de polos o su homólogo contorneado (p.e., empleando el método de 1 % área) cuando se desea identificar un pliegue. Estos patrones son (27):

1. Un punto donde se observe un agrupamiento máximo axial y que a su vez sea simétrico y con polos alrededor, pero en términos generales guiados en una sola dirección,
2. una guirnalda, que es una agrupación de polos distribuidos en una banda a lo largo de un gran círculo en la red estereográfica.

Para pliegues, podemos elegir para construir un diagrama β que produce un punto máximo, o un diagrama de Polo-S que produce un patrón del tipo guirnalda. A continuación se presentan varias razones de peso para que la adopción de este último tipo de diagramas (27):

1. En el diagrama de β , el número total de intersecciones se expresa cómo: $M = N(N - 1)/2$, donde N es el número de grandes círculos individuales (observaciones estructurales). Con esta expresión se esclarece que el número de intersecciones se eleva rápidamente a medida que el número de círculos aumenta, lo cual es positivo ya que se genera una gran cantidad de números M , lo cual es apto para dar la impresión de una muestra de gran tamaño (muchas observaciones) y por lo tanto, una falsa sensación de confianza en el resultado (27),
2. como resultado de la dispersión (inevitable) que la concentraciones de intersecciones puede resultar según el número de observaciones realizadas. Las intersecciones falsas no son distribuidas aleatoriamente alrededor de una posición media de la red estereográfica (27), y,
3. quizás la ventaja más importante es que el diagrama denominado como Polo-S, se basa en una muestra representativa de las actitudes de la estructuras observadas y proporciona información más exacta sobre la forma de la superficie plegada, el valor del ángulo entre miembros y la actitud del plano axial representativo del pliegue (27).

Una parte de la información necesaria para comprender el manejo de los pliegues encontrados sobre la red de Schmidt; es que las líneas que definen los planos pueden ser tratados como vectores cuyos componentes se organiza en el sistema de coordenadas Norte-Este-Abajo (en inglés *North-East-Down* o NED) (ver figura 2-47). Esto quiere decir que cualquier observación direccional utilizada en geología puede ser considerada como un vector unitario, y que queda definido por sus cosenos directores (22); (36).

Con todas estas ideas y proposiciones teóricas, se logra una representación de manera gráfica del sistema NED (en tres dimensiones), correspondiente a la figura 2-47.

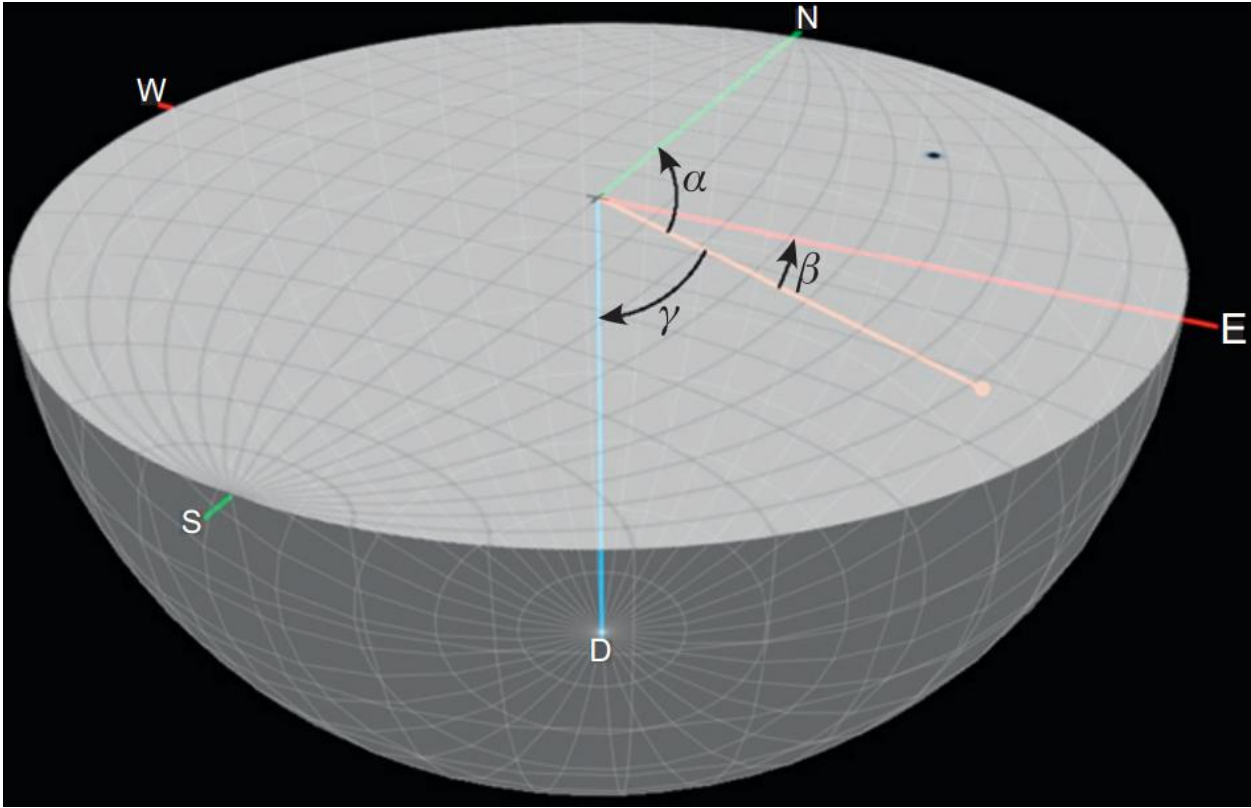


Figura 2-47. Sistema de coordenadas NED (en tres dimensiones) (36).

Fuente: (36).

Para realizar la transformación de medida un plano de discontinuidades (P) dado en términos de su dirección de buzamiento (ζ_{dir}) y su buzamiento (ζ), a un vector unitario (\mathbf{u}) en el sistema coordenado cartesiano tridimensional NED, primero se debe obtener el azimuth (δ_{dir}) y el cabeceo (δ) de la línea que forma el polo de ese plano (38):

$$\mathbf{u} = \begin{bmatrix} \cos \delta_{dir} \cos \delta \\ \sin \delta_{dir} \cos \delta \\ \sin \delta \end{bmatrix} \quad (2-1)$$

La ecuación que define al vector unitario \mathbf{u} , en términos reducidos se expresa así:

$$\mathbf{u} = \begin{bmatrix} u_1 \\ u_2 \\ u_3 \end{bmatrix} \quad (2-2)$$

Se define δ_{dir} y δ de la siguiente manera:

$$\delta_{dir} = \arctan\left(\frac{u_2}{u_1}\right) + q \quad (2-3)$$

$$\delta = \arctan\left(\frac{u_3}{\sqrt{u_1^2 + u_2^2}}\right) \quad (2-4)$$

donde la variable \mathbf{q} es un ángulo (en radianes) que corrige según el cuadrante en el que se encuentre el vector y se define de la siguiente manera:

$$q = \begin{cases} 0 & \text{para } u_1 \geq 0 \text{ y } u_2 \geq 0 \\ 2\pi & \text{para } u_1 \geq 0 \text{ y } u_2 < 0 \\ \pi & \text{para } u_1 < 0 \end{cases} \quad (2-5)$$

Para conocer una aproximación posible de una línea o un plano, se determinan eigenvalores (valores propios) y eigenvectores (vectores propios) del tensor orientación (\mathbf{T}'), el cual se construye a partir de un procedimiento analítico que nace de la hipótesis que cada observación estructural se considera como un vector unitario, donde la observación i -ésima de N observaciones totales se define por los cosenos directores como: $\cos\alpha$, $\cos\beta$ y $\cos\gamma$. La matriz 3X3 es la matriz de suma de productos cruz de los cosenos directores. Esta matriz se construye de la siguiente manera (34); (39); (31):

$$\mathbf{T} = \begin{bmatrix} \sum \cos^2\alpha_i & \sum \cos\alpha_i \cos\beta_i & \sum \cos\alpha_i \cos\gamma_i \\ \sum \cos\beta_i \cos\alpha_i & \sum \cos^2\beta_i & \sum \cos\beta_i \cos\gamma_i \\ \sum \cos\gamma_i \cos\alpha_i & \sum \cos\gamma_i \cos\beta_i & \sum \cos^2\gamma_i \end{bmatrix} \quad (2-6)$$

La normalización del tensor expuesto en la ecuación 2-6 determina al tensor orientación (\mathbf{T}').

$$\mathbf{T}' = \frac{\mathbf{T}}{N} \quad (2-7)$$

De la matriz que genera el tensor de orientaciones (ver ecuación 2-7) se logran conocer los 3 eigenvalores (λ_1 , λ_2 y λ_3) y los 3 eigenvectores (V_1 , V_2 y V_3). El vector V_1 se considera como el vector del «momento de inercia», el vector V_3 se asocia con el «mayor momento de inercia». El vector V_2 es perpendicular al vector V_1 y al vector V_3 (34).

Partiendo de la notación básica de un vector cualquiera, denominaremos \mathbf{V} a la matriz que contiene a los 3 vectores propios originados del tensor orientación (\mathbf{T}'), como sigue:

$$\mathbf{V} = [V_1 \quad V_2 \quad V_3] \quad (2-8)$$

La magnitud del vector \mathbf{V} se define como sigue:

$$V = |\mathbf{V}| = (V_1^2 + V_2^2 + V_3^2)^{1/2} \quad (2-9)$$

El vector unitario $\hat{\mathbf{V}}$ se halla dividiendo el vector \mathbf{V} entre su propia magnitud $|\mathbf{V}|$.

$$\hat{\mathbf{V}} = \frac{\mathbf{V}}{|\mathbf{V}|} = \left[\frac{V_1}{|\mathbf{V}|} \quad \frac{V_2}{|\mathbf{V}|} \quad \frac{V_3}{|\mathbf{V}|} \right] \quad (2-10)$$

Si se observa atentamente la figura 2-48, se verá que el coseno del ángulo que hace el vector \mathbf{V} con un eje en particular (X_1 , X_2 y X_3), es simplemente igual a la componente del vector a lo largo del eje dividida por la magnitud del vector $|\mathbf{V}|$ (34); (39).

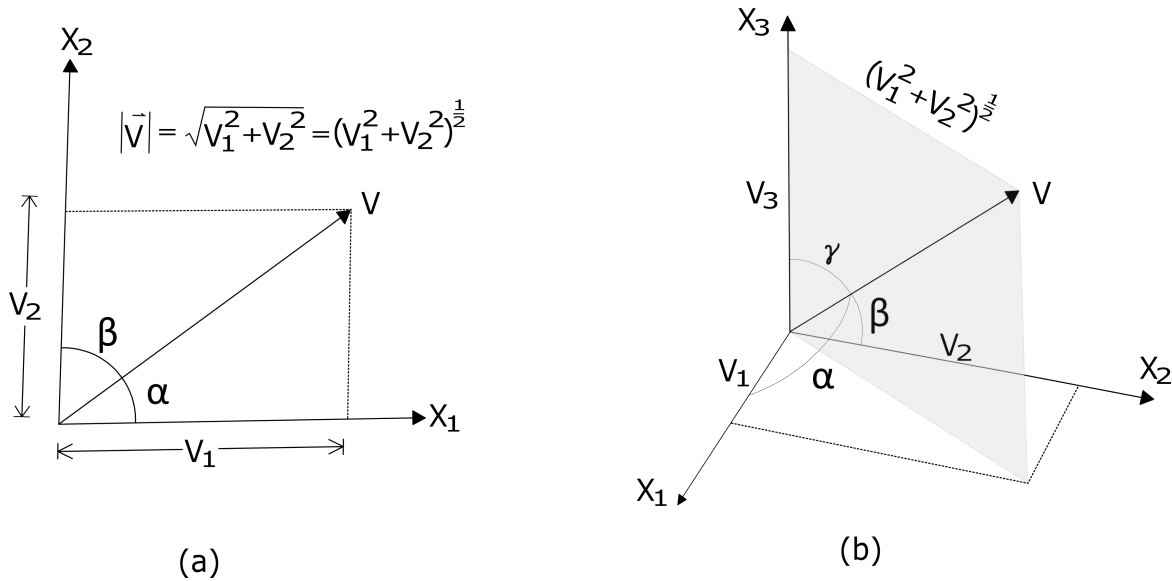


Figura 2-48. Componentes del vector \mathbf{V} en el sistema de coordenadas cartesianas (a) en dos dimensiones y (b) en tres dimensiones (modificado de (34)).

Fuente: (34).

Empleando la magnitud del vector \mathbf{V} hallada con la ecuación 2-9, la dirección del vector \mathbf{V} asociada a cada eje definido en la figura 2-48, en términos de cosenos, es la siguiente (34):

- $\cos\alpha = \frac{V_1}{|\mathbf{V}|}$
- $\cos\beta = \frac{V_2}{|\mathbf{V}|}$
- $\cos\gamma = \frac{V_3}{|\mathbf{V}|}$

Sustituyendo cada término de $\cos\alpha$, $\cos\beta$ y $\cos\gamma$, en la ecuación 2-10, el resultado es el vector unitario $\hat{\mathbf{V}}$ en términos de los cosenos hallados. Este vector es importante en geología estructural, porque ofrece el detalle de la orientación, pero no de la forma ni de la magnitud, de planos o líneas ploteados en la red estereográfica.

$$\hat{\mathbf{V}} = [\cos\alpha \quad \cos\beta \quad \cos\gamma] \quad (2-11)$$

En la ecuación 2-11, α , β y γ son los ángulos entre los ejes perpendiculares entre sí, que también aplican de igual manera al sistema NED. El signo de los cosenos de directores depende de donde se ubiquen en los diferentes cuadrantes de la red así, por ejemplo, los cosenos directores son todos positivos en el primer cuadrante (ver figura **2-49**).

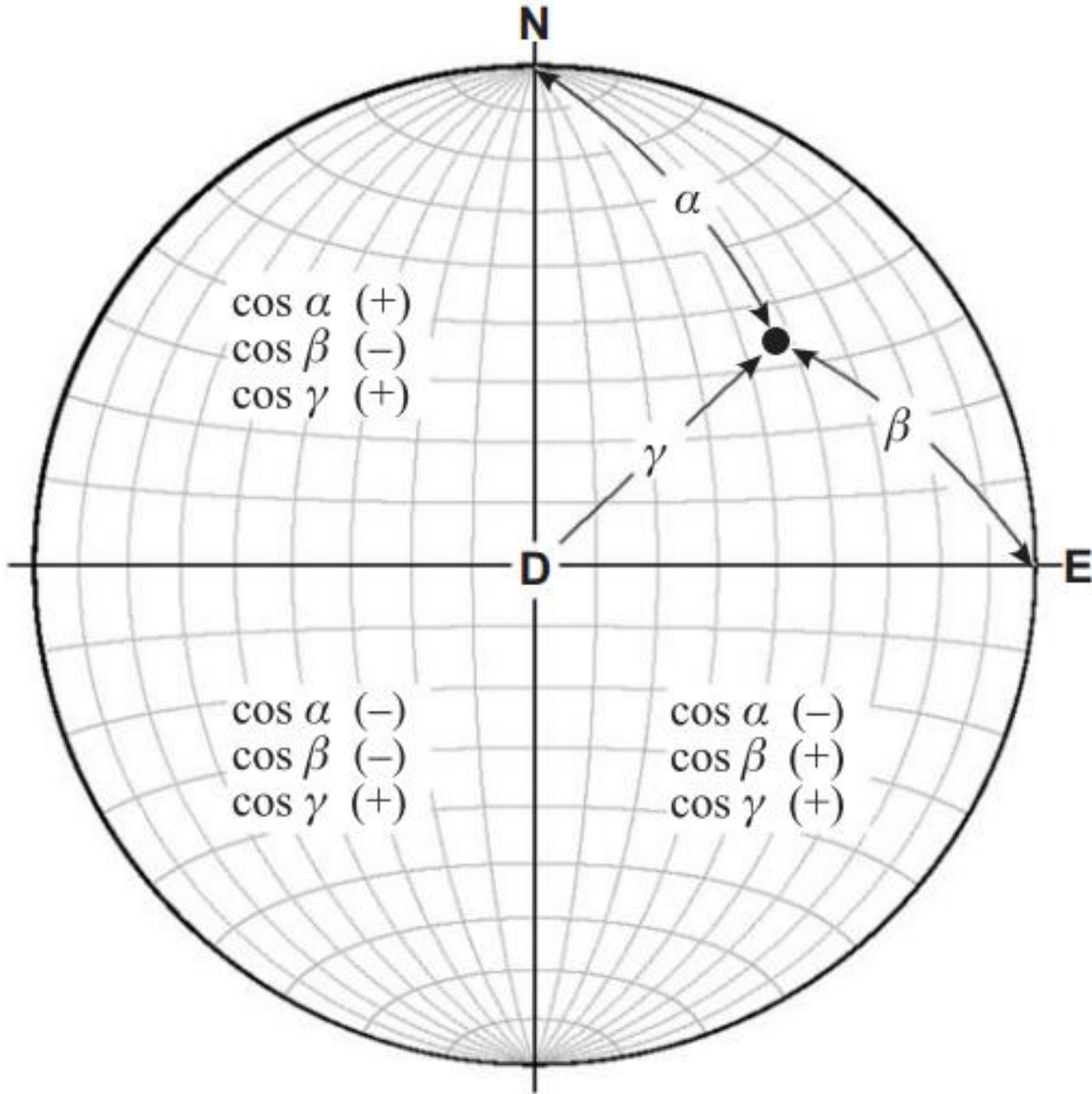


Figura 2-49. Sistema de coordenadas NED sobre la red de Schmidt.

Fuente: (36).

Del tensor orientación (\mathbf{T}') (ver ecuación 2-7) también es posible encontrar los eigenvalores, definidos como λ_1 , λ_2 y λ_3 , los cuales tiene la propiedad que (31):

$$N = \lambda_1 + \lambda_2 + \lambda_3 \quad (2-12)$$

donde N es el número de observaciones realizadas.

Como es más útil emplear los valores normalizados de los eigenvalores, entonces estos se transforman de la siguiente manera (31):

$$\begin{aligned} \blacksquare S_1 &= \frac{\lambda_1}{N} \\ \blacksquare S_2 &= \frac{\lambda_2}{N} \\ \blacksquare S_3 &= \frac{\lambda_3}{N} \end{aligned}$$

Encontrando que cumplen con la siguiente propiedad (31):

$$1 = S_1 + S_2 + S_3 \quad (2-13)$$

Los valores de S_1 , S_2 , S_3 son una medida del grado de agrupación de los datos sobre los respectivos vectores propios que generaron a los eigenvalores iniciales (λ_1 , λ_2 y λ_3) (31).

Watson (1966) (40), notó que las agrupaciones presentan un comportamiento dado por: $S_1 > S_2 \approx S_3$, y el círculo mayor definido por una guirnalda de polos por: $S_1 \approx S_2 > S_3$.

La representación gráfica de valores propios normalizados, parte del problema de cómo representar tres variables que corresponden a direcciones ortogonales en el espacio. De hecho, debido a que muchas fábricas de deformación pueden tener una relación cuantitativa directa a la tensión del medio rocoso, existe una fuerte tendencia a pensar que para la elaboración de un gráfico de valores propios normalizados es comparable con los diagramas de tensión utilizados en la actualidad (31).

Con estas apreciaciones se delimita que, en el presente trabajo, se emplea el método denominado como *Two-Axis Ratio Plot* (ver figura **2-50**). En esta representación se emplea dos relaciones de los tres valores propios y se las posiciona en ejes ortogonales. Es importante resaltar que un gráfico de dos dimensiones no implica ninguna pérdida de información, ya que, de la ecuación 2-13, sólo dos de las tres variables (S_1 , S_2 y S_3) son mutuales e independientes. Para trazar las relaciones de S_1 , S_2 y S_3 , y que estas se ajusten a la convención establecida en Flinn (1962) (41), para elipsoides de deformación se deben genera en el eje de las abscisas la relación (30) siguiente: $\log(\frac{S_2}{S_3})$ y para el eje de las ordenadas $\log(\frac{S_1}{S_2})$. Al generar los valores de los ejes de esa manera, la representación gráfica presenta simetría axial (es decir uniaxial) con una de las tres opciones, o se genera una guirnalda, se genera un anillo con concentración de polos, o la tercera opción es que el estado estructural se posicione en una zona de transición entre las dos primeras opciones. Este comportamiento se puede cuantificar por el parámetro K, que genera el gradiente de las líneas rectas que irradian desde

el origen de la figura realizada por el método de *Two-Axis Ratio Plot*. El parámetro K se define como sigue (30); (31):

$$K = \log\left(\frac{S_1}{S_2}\right) / \log\left(\frac{S_2}{S_3}\right) \quad (2-14)$$

Donde, según el valor que se tenga del parámetro K, se puede concluir de diferente manera respecto al comportamiento de los rasgos estructurales, como sigue (30); (31):

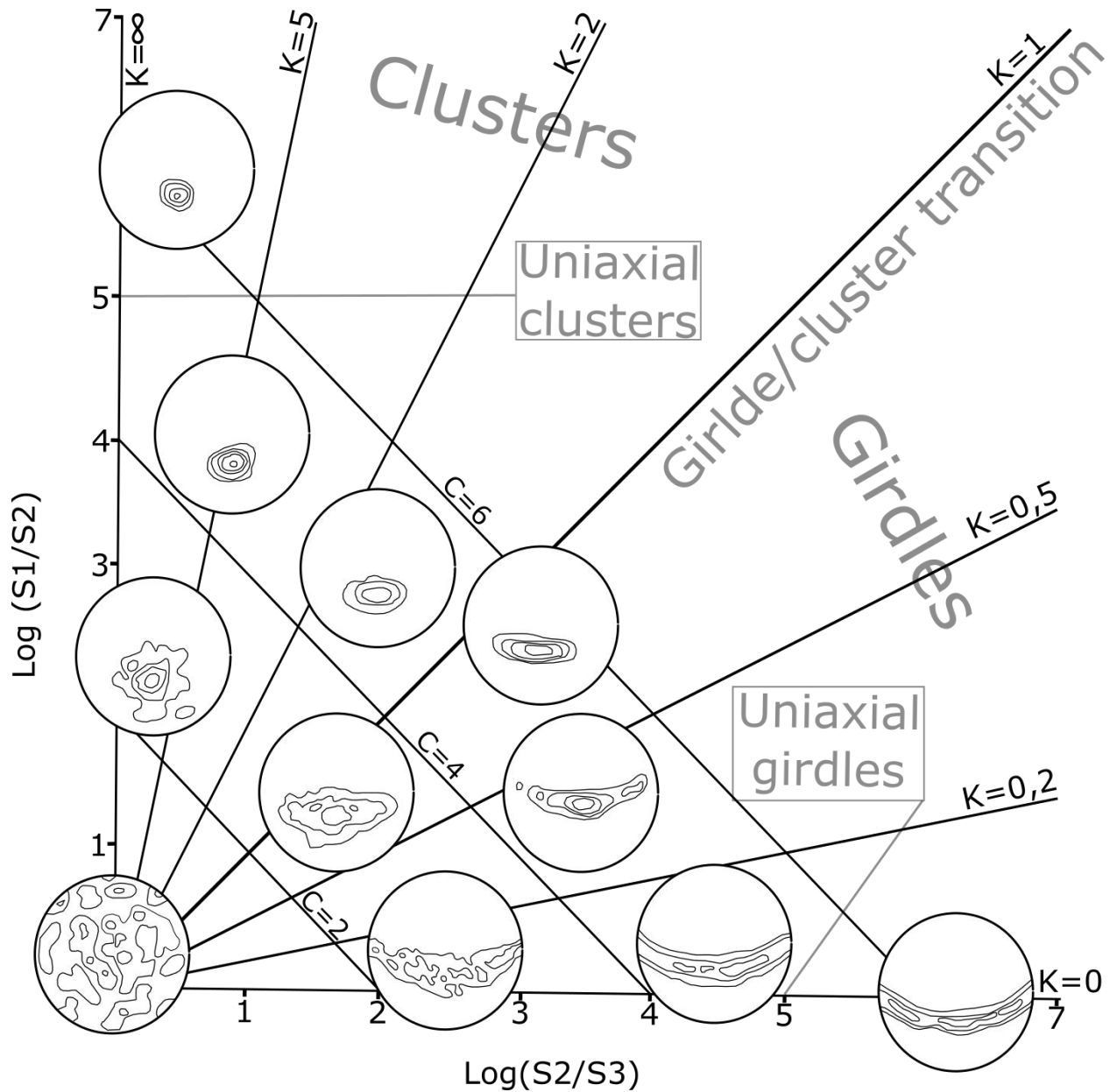


Figura 2-50. Representación logarítmica de las proporciones de valores propios normalizados (S_1 , S_2 y S_3), con ejemplos de formas estructurales (modificado de (30); (31)).

Fuente: (30); (31).

Como es posible ver en la figura **2-50**, si $\mathbf{K} = 1$ entonces $\frac{S_1}{S_2} = \frac{S_2}{S_3}$. El parámetro da a entender que los rasgos estructurales son una guirnalda cuando $0 \leq \mathbf{K} < 1$ o anillos cuando $1 < \mathbf{K} \infty$ (31).

El parámetro C representa la distribución aleatoria de los datos estructurales, siendo más aleatorios a medida que más cerca se ubique del origen. La ecuación que define el parámetro C es la siguiente (30); (31):

$$C = \log\left(\frac{S_1}{S_3}\right) \quad (2-15)$$

Así, la metodología descrita con anterioridad, los datos que conforman los posibles pliegues se ordenaron según las guirnalda de polos que representan las medidas de superficies inclinadas de dichos plegamientos. Por ello, para este tipo de formas estructurales, se realizó el análisis por el método de Bingham; que está basado en el comportamiento vectorial de los rasgos estructurales. El método se emplea para orientaciones que no llevan asociado un sentido, sino que presentan un agrupamiento lineal significativo, esté o no contenido dentro de una guirnalda. En el resultado del análisis, el primer vector representa el eje medio de la muestra (42).

Luego, mediante el uso y la lectura de la figura **2-46**, se aprecian 120 datos de orientación de macrofracturas geológicas, registrados, $\mathbf{N} = 60$ datos que componen la guirnalda de polos del llamado plano A. El diagrama de rosas que ilustra el comportamiento de este pliegue (ver figura **2-51**), y el comportamiento de los polos (ver figura **2-52**).

N = 60

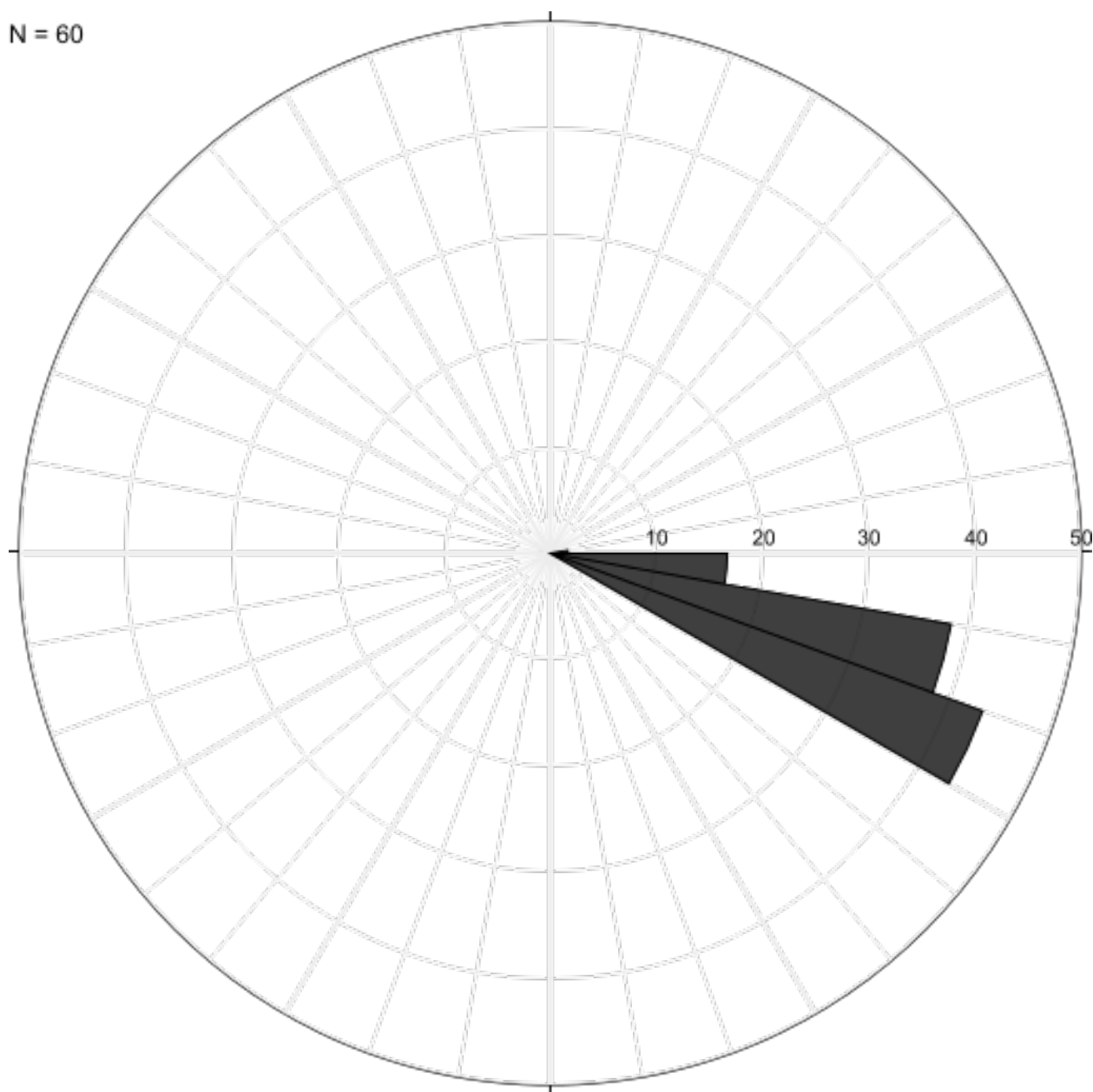


Figura 2-51. Diagrama de rosas propias del plano A.

Fuente: Esta investigación.

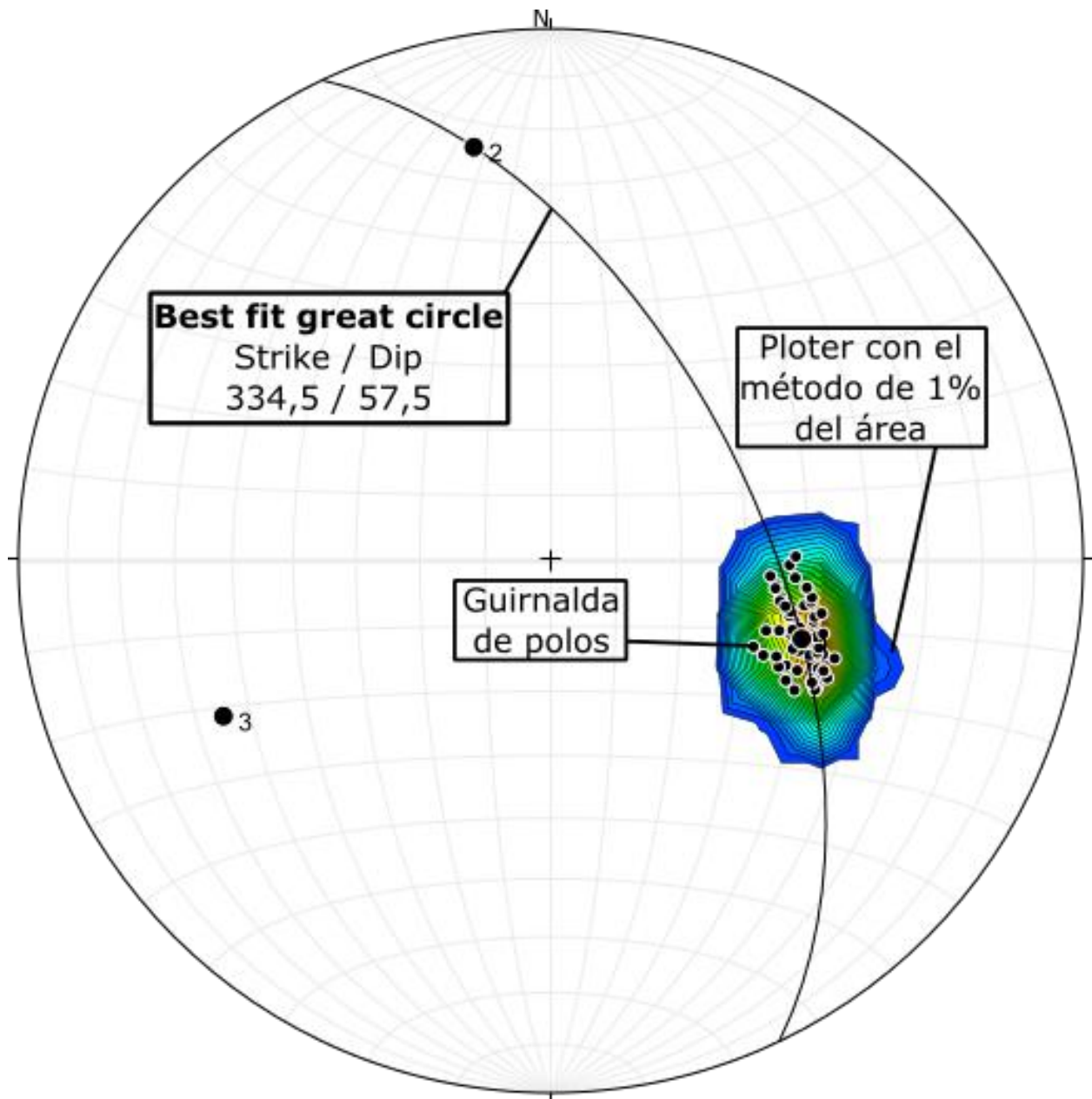


Figura 2-52. Macroestructuras propias del plano A.

Fuente: Esta investigación.

Hay que recordar que, para el pliegue A, el análisis por el método de Bingham se observan en la tabla **2-17**, así:

Eje	Eigenvalor normalizado	Trend	Plunge	\pm min	\pm max
1	0,9893	107,3	49,1	0,8	1,7
2	0,0087	349,5	22	-	-
3	0,0020	244,6	32,5	0,8	9,0

Tabla 2-17.: Análisis por el método de Bingham para el plano A.

Fuente: Esta investigación.

El vector de cosenos directores para el plano A, (con orientación Strike/Dip = 334,6/57,5), es:

$$\hat{\mathbf{V}}\mathbf{A} = (-0,362 \quad -0,762 \quad 0,537) \quad (2-16)$$

El pliegue B tiene un comportamiento dado por:

Eje	Eigenvalor normalizado	Trend	Plunge	\pm min	\pm max
1	0,8985	38,3	6,7	1,4	5,6
2	0,0959	306,5	14,8	-	-
3	0,0057	152,1	73,6	1,3	4,7

Tabla 2-18.: Análisis por el método de Bingham para el plano B.

Fuente: Esta investigación.

En la ecuación 2-17 se definió el vector de cosenos directores para el plano B, que presenta orientación igual a 242,1/16,4, en términos de Strike/Dip.

$$\hat{\mathbf{V}}\mathbf{B} = (-0,25 \quad 0,132 \quad 0,959) \quad (2-17)$$

Se aclara que, la guirnalda de polos con la cual se generó el plano B contó con $\mathbf{N} = 66$ datos estructurales. Además, el diagrama de rosas que ilustra el comportamiento de este pliegue se ve en la figura **2-53** y el comportamiento de los polos se representa en la figura **2-54**.

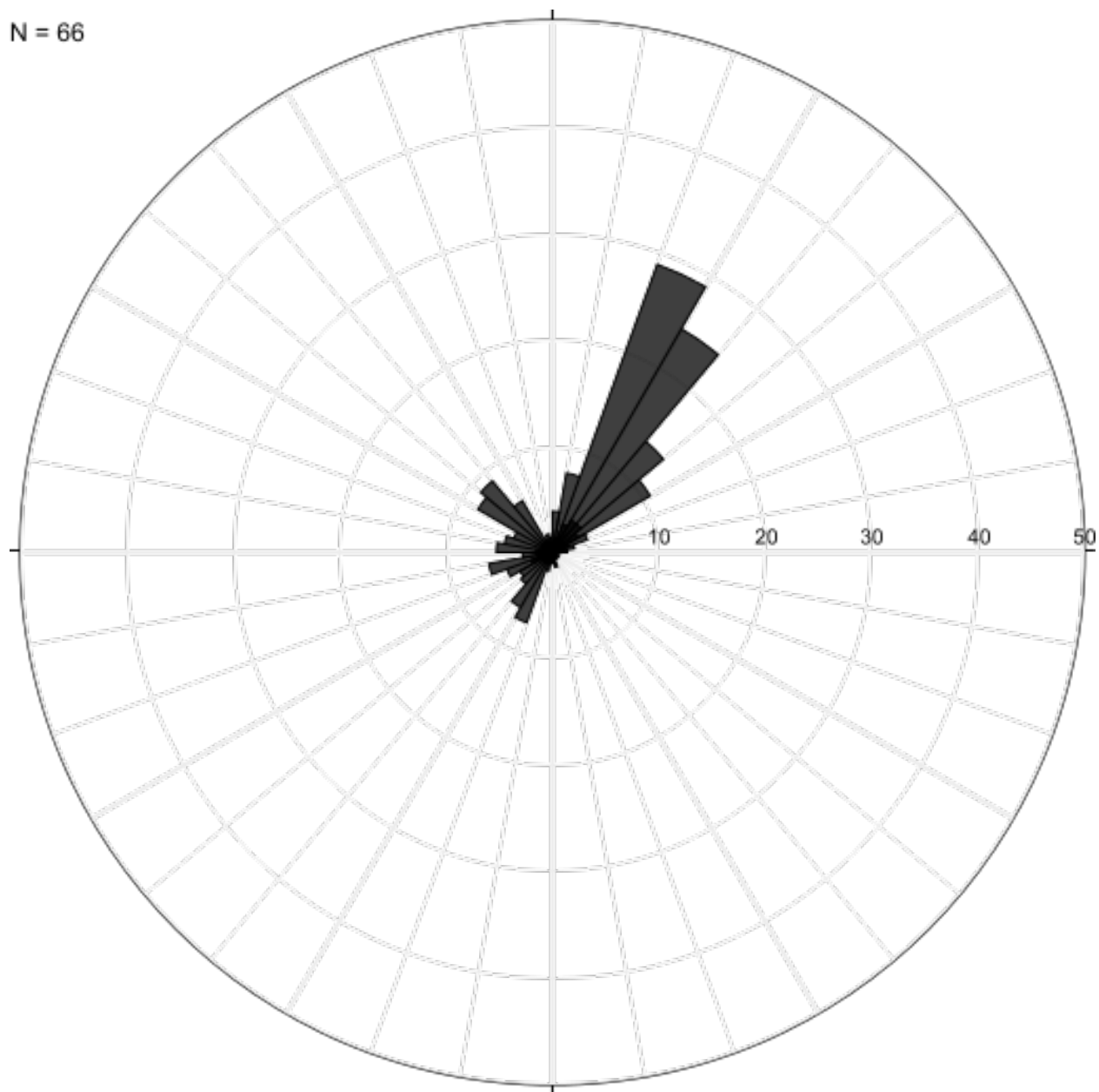


Figura 2-53. Diagrama de rosas propias del plano B.

Fuente: Esta investigación.

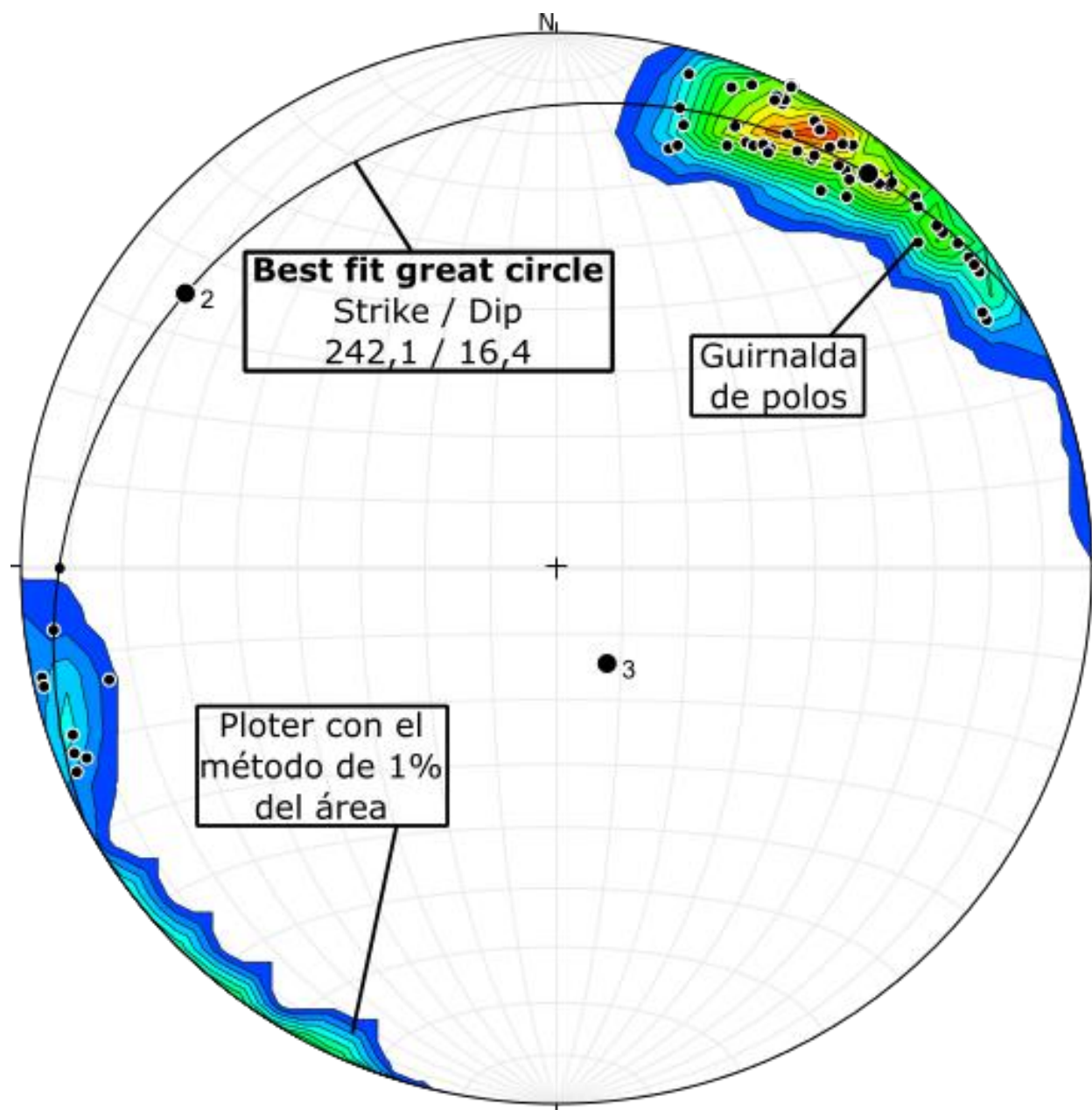


Figura 2-54. Macroestructuras propias del plano B.

Fuente: Esta investigación.

De ese modo, partiendo de las ecuaciones de los parámetro K (2-14) y del parámetro C (2-15), se construyó la tabla **2-19**, como sigue:

Plano	S_1	S_2	S_3	$\log(\frac{S_1}{S_2})$	$\log(\frac{S_2}{S_3})$	Parámetro K	Parámetro C
A	0,9893	0,0087	0,0020	2,06	0,64	3,22	2,69
B	0,8985	0,0959	0,0057	0,97	1,23	0,79	2,20

Tabla 2-19.: Parámetros K y C para los planos A y B.

Fuente: Esta investigación.

Esta información ha permitido tener claridad, sobre las características principales de los pliegues, no obstante, para entender los diagramas del tipo Polo-S, se deben seguir los patrones de medida que evolucionan durante el plegado. Primero se debe considerar que el plegamiento de la capa de roca es cilíndrico. Si los polos de la capa se traza como una concentración de puntos en el centro de la red (ver figura **2-55-a**), entonces quiere decir que los polos se agrupan alrededor de una línea vertical y que si el diagrama fue construido de forma paralela al plano del perfil, el contorno generado sobre la red provee una capa que se pliega alrededor de un eje horizontal. En términos del modelo estructural, si se proyecta sobre la horizontal o sobre la vertical de la red estereográfica, el punto máximo original se propaga en una guirnalda parcial de polos (ver figura **2-55-b**). Si la guirnalda continúa propagándose se forma una figura similar a la que se logra ver en la figura **2-55-c**). Si se realiza una rotación es posible desarrollar una guirnalda más clara (ver figura **2-55-d**). Hay que tener en cuenta que estos diagramas pueden dar como resultado un sinclinal o un anticlinal (27).

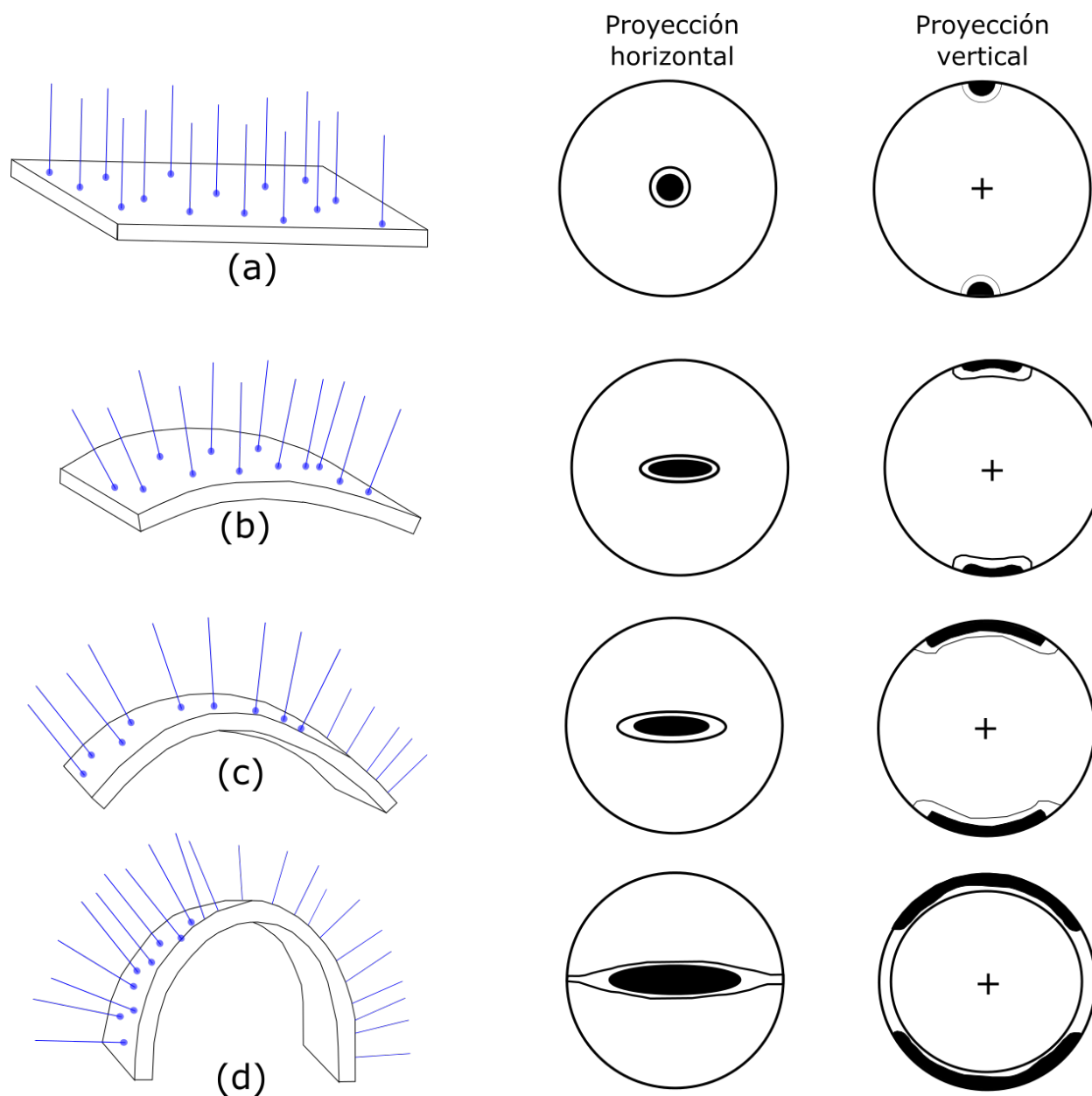


Figura 2-55. Ejemplos de contornos empleando el diagrama del tipo polo-S: (a) capa horizontal; (b) Capa doblada hasta 45° ; (c) Capa doblada hasta 90° ; (d) Capa doblada hasta 180° (Modificado de (27)).

Fuente: (27).

Por eso, si la forma de plegado está dominada por las extremidades planas, el patrón de polo-S consistirá en un punto máximo asociado a cada extremidad, y el ángulo entre miembros será el suplemento del ángulo entre estos dos máximos. Por otro lado, si la forma de plegado está dominada por una zona de articulación uniformemente curvada, la densidad de puntos

dentro de la faja será uniforme. Tenga en cuenta que los pliegues simétricos tienen patrones simétricos, tanto en términos de ubicación como de concentración de puntos (ver figura 2-56-a y 2-56-b). A la inversa, los patrones de pliegues asimétricos son también asimétricos en términos de ubicación como de concentración de puntos. En la figura 2-56-c, se ilustra un ejemplo sencillo de dicho comportamiento (27).

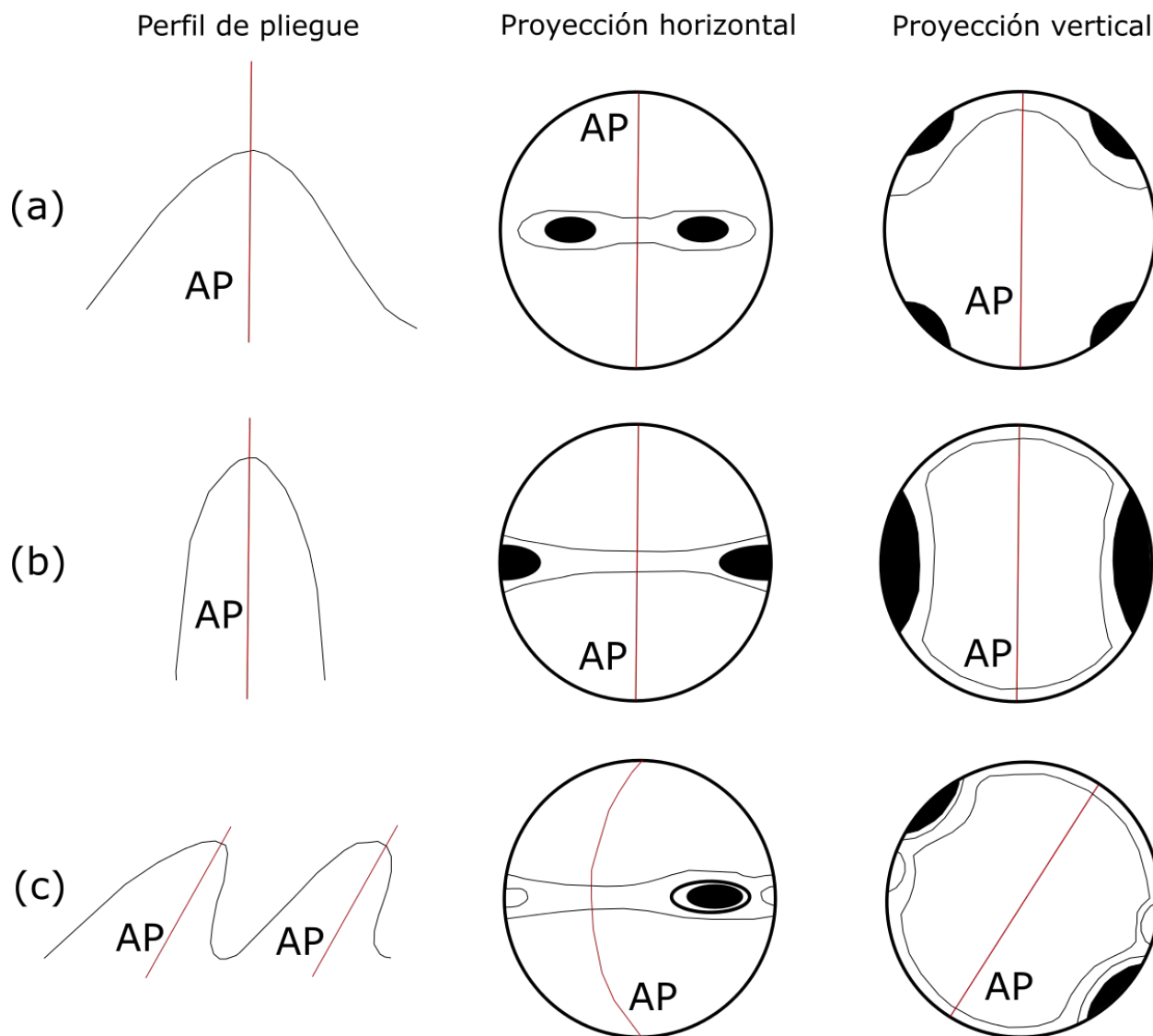
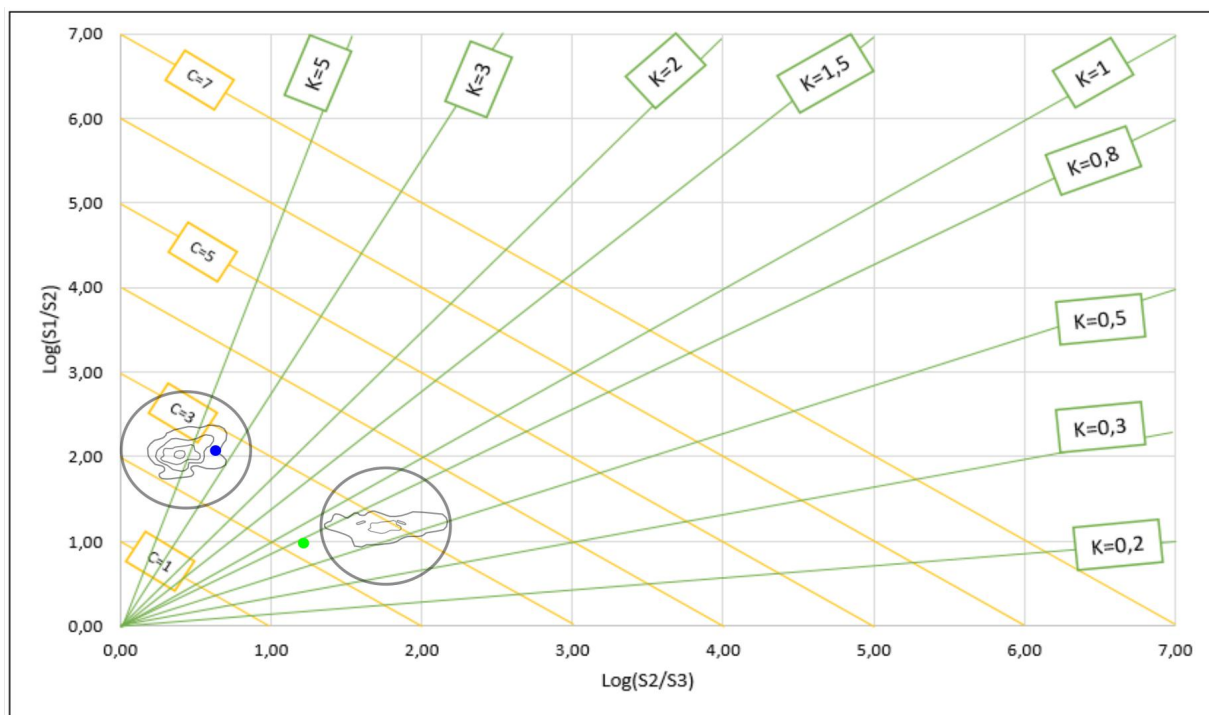


Figura 2-56. Patrones: (a) ejemplo de forma simétrica; (b) ejemplo de isoclinal simétrico; (c) ejemplo de plegado asimétrico con plano axial inclinado (Modificado de (27)).

Fuente: (27).

Ahora, conociendo los parámetros K y C; de los planos A y B (ver tabla 2-19) se construyó la figura 2-57, a partir de la metodología expuesta por Woodcock (31):




Plano: A	Log(S1/S2): 2,06	Plano: B	Log(S1/S2): 0,97	Ejemplo del comportamiento 
Forma: ●	Parámetro C: 2,69	Forma: ●	Parámetro C: 2,20	
Log(S2/S3): 0,64	Parámetro K: 3,22	Log(S2/S3): 1,23	Parámetro K: 0,79	

Figura 2-57. Representación logarítmica de las proporciones de valores propios normalizados (S_1 , S_2 y S_3) y de los parámetros K y C ; para los planos A (ver figura 2-52) y B (ver figura 2-54), definidos con anterioridad.

Fuente: Esta investigación.

Teniendo en cuenta la figura 2-55 y 2-56; y la representación realizada en la figura 2-57, se tiene como conclusión que:

- El plano A presenta una alta dispersión dada por el parámetro C , pero la dispersión es más pequeña en el caso del plano B,
- el plano A se comporta como una capa horizontal, mientras que el plano B es un pliegue similar al de una capa de roca plegada alrededor de 60° , respecto a la horizontal, y que,
- el plano B, se concidera como un pliegue de forma simétrica.

Acudiendo a los datos presentes en la figura 2-46, se afirma que, se encontraron rasgos estructurales y que en primera instancia fueron incluidos en los planos A y B anteriormente

expuestos, pero los datos de observaciones estructurales que no fueron incluidos en esos planos, es porque hacen parte de uno de los dos siguientes conjuntos clasificatorios: Familia de polos o conjunto aleatorio.

Luego, a través del diagrama de rosas (ver figura **2-58**), se observa que el conjunto llamado familia de polos, está compuesto por **N = 291** datos estructurales, que sumados a los 60 del plano A y a los 66 del plano B, representan un total de 69,04 % de los datos macroestructurales.

N = 291

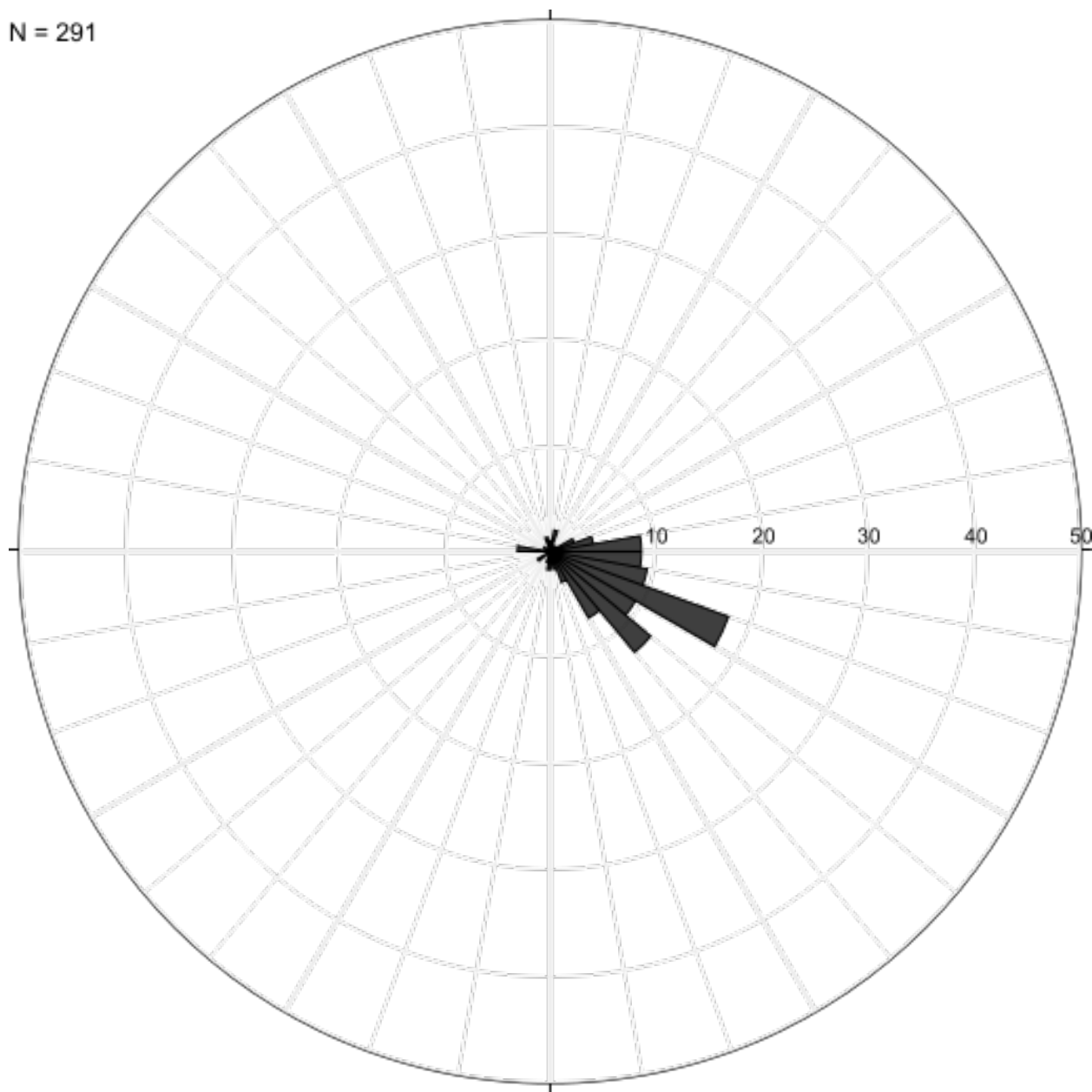


Figura 2-58. Diagrama de rosas propias del conjunto de polos llamado como familia.

Fuente: Esta investigación.

Más adelante, en la figura **2-59** se representa el conjunto de polos llamado familia. A este conjunto de polos se lo contorneó empleando el método del 1 % del área sobre la red de Schmidt. Además, se hizo un análisis estadístico con el fin de encontrar el plano que represente el conjunto de polos, del cual se conocerá, su descomposición vectorial y atribuciones matemáticas, basadas en las propiedades de la distribución Fisher (43), porque de esta manera,

es posible conocer el grado de fiabilidad de un vector medio, y además poner de manifiesto la existencia de una orientación preferente en datos estructurales observados (22).

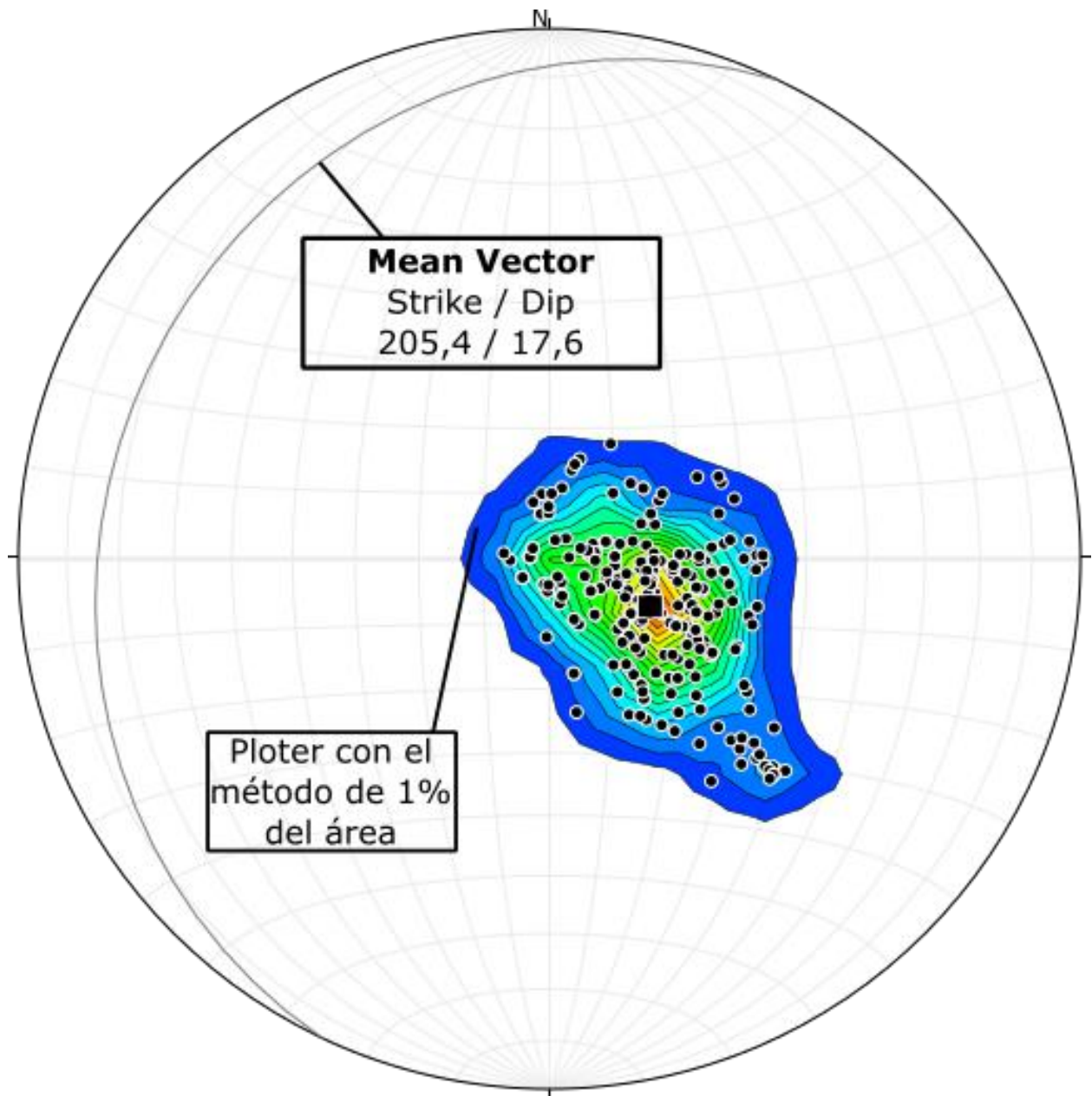


Figura 2-59. Macroestructuras propias del conjunto de polos llamado como familia.

Fuente: Esta investigación.

Es importante, también mencionar que, para encontrar la orientación preferente de los 291 datos que componen el conjunto llamado familia, se los debe tomar como una serie de puntos

distribuidos sobre una superficie esférica y se representan mediante la distribución esférica del tipo Fisher en 1953 (43), ya que mediante este tipo de distribución se logra determinar que vector es paralelo al promedio, o a la media, de un grupo de vectores individuales provenientes de observaciones estructurales (\mathbf{N}) (22).

La distribución esférica del tipo Fisher (1953) (43) presenta una función de densidad dada por (22):

$$f(\theta) = \left(\frac{K}{4\pi \sinh K}\right) \exp(K \cos \theta) \quad (2-18)$$

donde, K , es un argumento positivo que depende del grado de agrupación u homogeneidad de la muestra y es llamado *parámetro Kappa*, del que se obtiene con la siguiente relación (22):

$$\frac{\coth(K - 1)}{K} = R/N \quad (2-19)$$

R es la longitud del vector suma y N es el número de observaciones realizadas. Si la dirección de todas las observaciones fuera la misma, R sería igual a N , mientras que en una distribución perfectamente homogénea R tiende a cero. Para valores de N altos (superiores a 50) y valores de K mayores a 4, puede obtenerse una buena estimación a partir de (22):

$$K = \frac{N - 1}{N - R} \quad (2-20)$$

En caso donde se conoce la dirección real puede obtenerse una estimación de la homogeneidad de la distribución a partir de K' (22):

$$K' = \frac{N}{(N - R) \cos \theta'} \quad (2-21)$$

donde θ' es el ángulo entre la distribución real y la dirección media estimada a partir del vector suma R .

Fisher calcula los radios de los círculos que contienen 50, 63 y 95 % de la información, a partir de las relaciones dadas en la ecuación 2-16, como se muestran a continuación (22):

$$\begin{aligned} \theta_{50} &= 6,75K^{-\frac{1}{2}} \\ \theta_{63} &= 81K^{-\frac{1}{2}} \\ \theta_{95} &= 140K^{-\frac{1}{2}} \end{aligned} \quad (2-22)$$

Denominando a θ_{63} como la desviación estandar circular, equivalente a la desviación estandar en la distribución normal. Así mismo, también se define el diámetro angular del cono dentro

del que se halla contenida la dirección verdadera para un umbral de probabilidad ($1 - P$), de la siguiente manera:

$$\cos \alpha(1 - P) = (1 - \frac{N - R}{R})[(\frac{1}{P})^{\frac{1}{N-1}} - 1] \quad (2-23)$$

La ecuación 2-18 se puede escribir en función de cosenos directores, como se puede ver a continuación (22):

$$f(\theta) = (\frac{K}{4\pi \sinh K}) \exp((\cos \alpha_l \cos \alpha_j) + (\cos \beta_l \cos \beta_j) + \cos \gamma_l \cos \gamma_j) \quad (2-24)$$

donde, $\cos \alpha_l$, $\cos \beta_l$ y $\cos \gamma_l$ son los cosenos directores de una observación matricial \mathbf{L} y $\cos \alpha_j$, $\cos \beta_j$ y $\cos \gamma_j$ son los cosenos directores de la observación matricial real \mathbf{J} (22).

Se define U como:

$$U = (\cos \alpha_l \cos \alpha_j) + (\cos \beta_l \cos \beta_j) + (\cos \gamma_l \cos \gamma_j) \quad (2-25)$$

Remplazando 2-25 en 2-24, se obtiene la ecuación 2-26.

$$f(\theta) = (\frac{K}{4\pi \sinh K}) \exp(U) \quad (2-26)$$

En el caso de una muestra aleatoria, la estimación de $\cos \alpha_j$, $\cos \beta_j$ y $\cos \gamma_j$ puede obtenerse minimizando por mínimos cuadrados la función $f(\theta)$ dada en la ecuación 2-26, haciendo lo siguiente (22):

$$\mathbf{Q} = \Sigma[U - \frac{\Sigma(U)^2}{N}]^2 \quad (2-27)$$

El valor mínimo de la expresión 2-27 se obtendrá cuando el valor de \mathbf{Q} sea también mínimo. Este mínimo valor de \mathbf{Q} se puede obtener igualando a cero la derivada de la función \mathbf{Q} respecto a $\cos \alpha_j$, $\cos \beta_j$ y $\cos \gamma_j$. De esta forma, se obtiene la siguiente expresión (22):

$$0 = (L.L').J \quad (2-28)$$

donde \mathbf{L}' es la matriz traspuesta de la matriz de observación \mathbf{L} .

Esta expresión cumple cuando $(\cos \alpha_j, \cos \beta_j$ y $\cos \gamma_j)$ coinciden con el valor propio de la matriz \mathbf{A} (ver la ecuación 2-29) asociado a su valor propio máximo.

$$A = L.L' \quad (2-29)$$

La relación de los valores propios de la matriz **A** depende de la forma de la distribución. Cuando todas las observaciones se agrupan alrededor de un valor medio, se obtiene un valor propio alto y dos de pequeños, mientras que cuando las observaciones se distribuyen todas sobre un mismo plano (caso de los polos de una superficie plegada cilíndricamente) existen dos valores propios casi iguales y uno mucho más pequeño tendiendo a cero (22).

Para determinar la expresión que logra concentrar todos los vectores provenientes de observaciones estructurales, se emplean vectores adicionales como los que se ejemplifican en la figura 2-60 (34).

Para llegar a esta solución, se parte de la transformación de todas las observaciones estructurales a términos de cosenos directores, hasta encontrar un vector para cada observación (similar al encontrado en la ecuación 2-11). Si tomamos a modo de ejemplo 4 observaciones, entonces el procedimiento generaría el siguiente resultado (34):

Observación	Trend	Plunge	$\cos\alpha$	$\cos\beta$	$\cos\gamma$
W	26	31	0,7704	0,3758	0,5150
X	54	22	0,5450	0,7501	0,3746
Y	37	39	0,6207	0,4677	0,6293
Z	12	47	0,6671	0,1418	0,7314

Tabla 2-20.: Ejemplo de 4 observaciones estructurales (34).

Fuente: (34).

El paso siguiente es realizar una sumatoria de cada componente individual de cada vector encontrado, tanto para $\cos\alpha$, $\cos\beta$ como para $\cos\gamma$. A continuación se eleva al cuadrado el resultado obtenido, tal como sigue (34):.

$$\begin{aligned}
 \Sigma \cos \alpha &\rightarrow (\Sigma \cos \alpha)^2 \\
 \Sigma \cos \beta &\rightarrow (\Sigma \cos \beta)^2 \\
 \Sigma \cos \gamma &\rightarrow (\Sigma \cos \gamma)^2
 \end{aligned}
 \tag{2-30}$$

A partir de eso, en el ejemplo, se obtiene un resultado sustentable:

$\Sigma \cos \alpha$	$\Sigma \cos \beta$	$\Sigma \cos \gamma$	$(\Sigma \cos \alpha)^2$	$(\Sigma \cos \beta)^2$	$(\Sigma \cos \gamma)^2$
2,6032	1,7354	2,2503	6,7767	3,0116	5,0639

Tabla 2-21.: Aplicación de la ecuación 2-30 al ejemplo de las 4 observaciones (34).

Fuente: (34).

Con el resultado obtenido en la tabla **2-21** se halla el vector $\hat{\mathbf{r}}$, definiendose de la siguiente manera (34):

$$\hat{\mathbf{r}} = \begin{pmatrix} (\Sigma \cos \alpha)^2 \\ (\Sigma \cos \beta)^2 \\ (\Sigma \cos \gamma)^2 \end{pmatrix} \quad (2-31)$$

Y la magnitud o bien la longitud del vector (*resultant length*), $\hat{\mathbf{r}}$ como sigue:

$$|\hat{\mathbf{r}}| = [(\Sigma \cos \alpha)^2 + (\Sigma \cos \beta)^2 + (\Sigma \cos \gamma)^2]^{\frac{1}{2}} \quad (2-32)$$

En este caso

$$\hat{\mathbf{r}} = \begin{pmatrix} 6,7767 \\ 3,0116 \\ 5,0639 \end{pmatrix} \quad (2-33)$$

Y la magnitud o bien la longitud del vector de $\hat{\mathbf{r}}$ sería:

$$|\hat{\mathbf{r}}| = [6,7767 + 3,0116 + 5,0639]^{\frac{1}{2}} = 3,8539 \quad (2-34)$$

A continuación el paso a seguir es la normalización de la magnitud del vector $\hat{\mathbf{r}}$ encontrado en la ecuación 2-32. Esto se realiza tras dividir dicha magnitud por el número de observaciones, en el caso del ejemplo es $\mathbf{N} = 4$. La medida de longitud normalizada ($\hat{\mathbf{r}}'$) siempre debe ser menor o igual a 1. Cuanto más cercano es a 1, mejor será la concentración (34).

$$\hat{\mathbf{r}}' = \frac{|\hat{\mathbf{r}}|}{N} = \frac{3,8539}{4} = 0,9635 \quad (2-35)$$

El siguiente paso es encontrar un vector unitario ($\hat{\mathbf{m}}$) paralelo al vector ($\hat{\mathbf{r}}'$), esto para calcular la magnitud del vector resultante $|(\hat{\mathbf{r}}')|$ y luego dividir los componentes de ($\hat{\mathbf{r}}'$) por la magnitud. Estos componentes estarán ahora en términos de cosenos directores. Con este procedimiento se genera el vector unitario ($\hat{\mathbf{m}}$). Para el caso del ejemplo el procedimiento es el siguiente (34):

$$\begin{aligned} \frac{6,7767}{|\hat{\mathbf{r}}|} &= \frac{6,7767}{3,8539} = 0,6755 \\ \hat{\mathbf{m}} &= \frac{3,0116}{|\hat{\mathbf{r}}|} = \frac{3,0116}{3,8539} = 0,4503 \\ \frac{5,0639}{|\hat{\mathbf{r}}|} &= \frac{5,0639}{3,8539} = 0,5840 \end{aligned} \quad (2-36)$$

Los componentes de ($\hat{\mathbf{m}}$) del sistema NED a coordenadas esféricas, consiguiendo así la orientación en términos de Trend/plunge del vector medio (*mean vector*). En este ejemplo el *mean vector* ($\hat{\mathbf{m}}$) queda orientado como sigue: Trend,Plunge = 33,7/35,7 (34).

Tangencialmente, el resultado gráfico y por ende, la solución al problema de encontrar la orientación preferente de los cuatro datos estructurales del ejemplo, se ilustran en la figura 2-60.

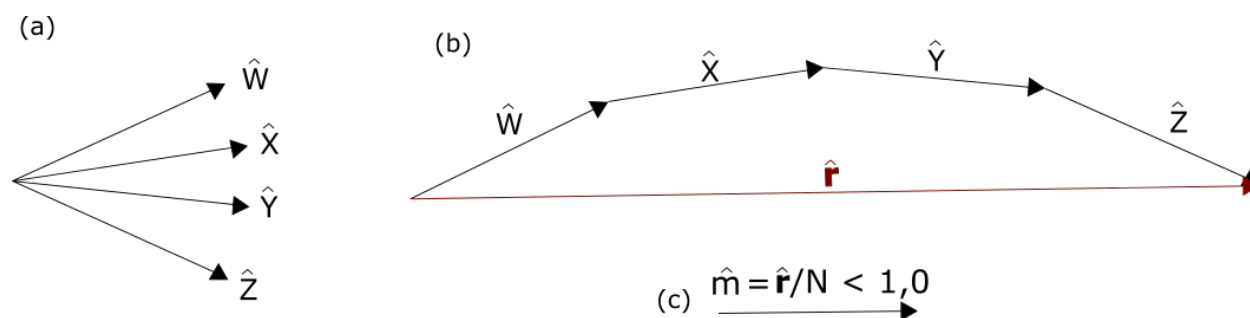


Figura 2-60. Ejemplo de adición vectorial para determinar el vector medio (*mean vector*) (a) 4 vectores originales con magnitud unitaria; (b) adición de los 4 vectores (\hat{W} , \hat{X} , \hat{Y} y \hat{Z}) para hallar el vector resultante ($\hat{\mathbf{r}}$) y; (c) vector $\hat{\mathbf{r}}$. (Modificado de (34)).

Fuente: (34).

Se reitera, que a partir del procesamiento y análisis estadístico basado en la distribución de Fisher, ya descrita, fue posible construir la tabla 2-22, donde se muestran los valores del vector $\hat{\mathbf{m}}$ para conjunto de datos geológicos llamado familia.

Trend	Plunge	α_{95}	α_{99}	Parámetro Kappa	Longitud del vector medio
115,4	72,4	1,5	1,9	30,5	0,9673

Tabla 2-22.: Resultado del tratamiento estadístico aplicado al conjunto familia.

Fuente: Esta investigación.

Con estos datos cuantificados, las variables de α_{95} y α_{99} hacen referencia a conos con incertidumbre del 95 y 99 %, esto quiere decir que el valor del 95 o del 99 % es el porcentaje de fiabilidad del diámetro angular del cono dentro del que se halla contenida la dirección verdadera para un umbral de probabilidad en un 95 y 99 % (22); (34).

Con todo esto, con el 30,96 % de los datos observados, se procede a mostrar el conjunto aleatorio; este conjunto contiene $N = 187$ datos estructurales, como se observa a continuación (ver figura 2-61):

N = 187

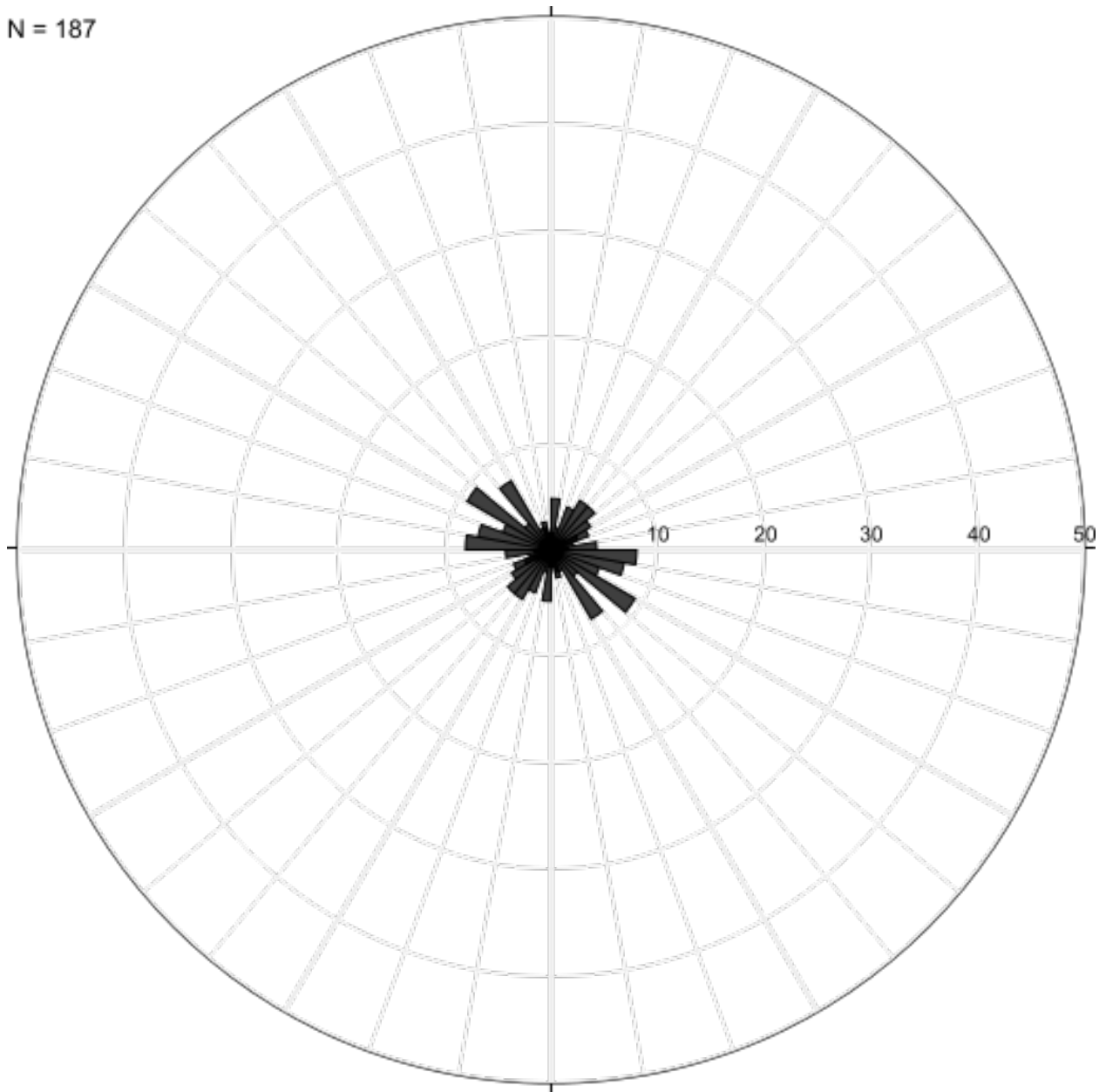


Figura 2-61. Diagrama de rosas de los datos aleatorios encontrados.

Fuente: Esta investigación.

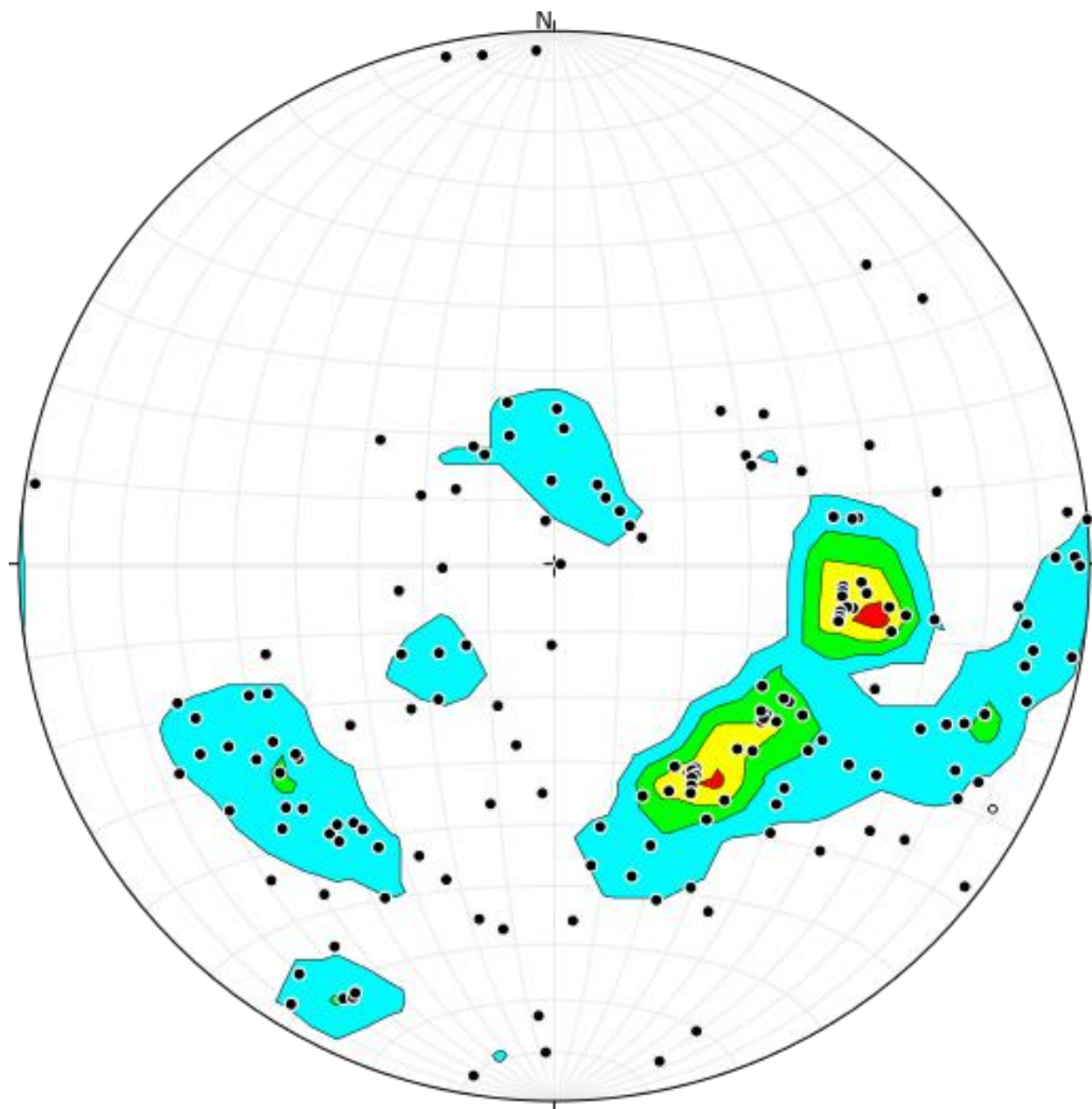


Figura 2-62. Macroestructuras de los datos aleatorios encontrados.

Fuente: Esta investigación.

Después de realizar el procesamiento y análisis estadístico basado en la distribución de Fisher, los valores del vector $\hat{\mathbf{m}}$ para el conjunto de datos geológicos llamados aleatorios es el siguiente:

Trend	Plunge	α_{95}	α_{99}	Parámetro Kappa	Longitud del vector medio
146,5	58,3	7	8,7	3,2	0,6845

Tabla 2-23.: Resultado del tratamiento estadístico aplicado al conjunto aleatorio.

Fuente: Esta investigación.

Del conjunto familia y del conjunto aleatorio (ver tabla **2-22** y **2-23**), se expone que, el conjunto denominado familia presenta mayor concentración debido a que el valor de la longitud del vector medio es de 0,9673, y este es más cercano a 1, que el valor obtenido para el conjunto aleatorio, que fue de 0,6845.

2.4.3. Zonas de exploración geotécnica

Las zonas de exploración geotécnica asocian los puntos de identificación petrográfica, con las observaciones de rasgos estructurales. Estas zonas son interesantes según su mineralización porque sirven para guiar explotaciones mineras o bien para asociar dichas zonas con otras nuevas zonas de explotación en áreas cercanas. En este caso, se identificaron 16 puntos de observación estructural pero únicamente seis zonas se consideran interesantes, esto debido a que, las muestras petrográficas analizadas provienen de seis puntos topográficos al interior de la mina, que se representan a continuación (ver tabla **2-24**):

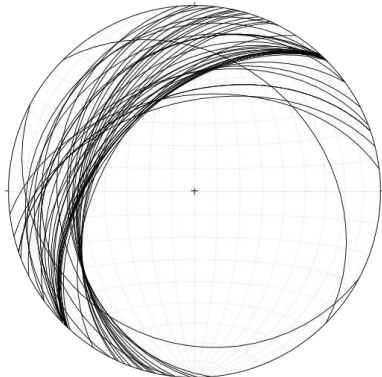
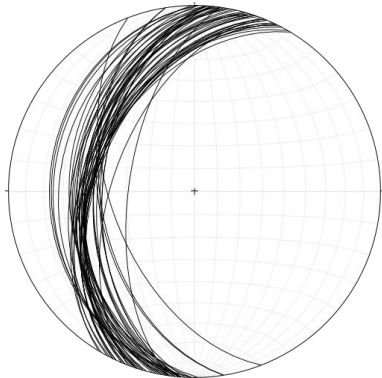
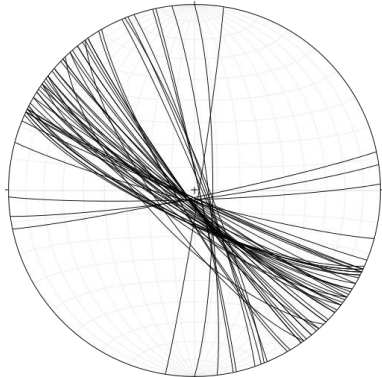
Pilar	M_p ¹⁶	P_r ¹⁷	PO ¹⁸	N ¹⁹	Planos estructurales
--------------	---------------------	---------------------	-------------------------	------------------------	-----------------------------

¹⁶ M_p : Muestra petrográfica.

¹⁷ P_r : Punto de referencia.

¹⁸PO: Presencia de oro.

¹⁹N: Observaciones estructurales.

1 ²⁰	P-1	513	Si	48	
2 ²¹	P-2	576	Si	54	
3 ²²	P-3	599	Si	58	

²⁰Ver figura 2-14 y 2-15 y ver tabla 2-1.

²¹Ver figura 2-17, 2-18, 2-19 y 2-20 ver tabla 2-2.

²²Ver figura 2-22 y 2-23 y ver tabla 2-3.

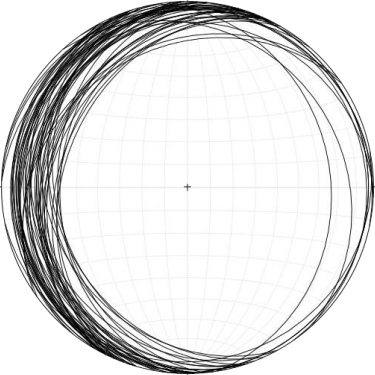
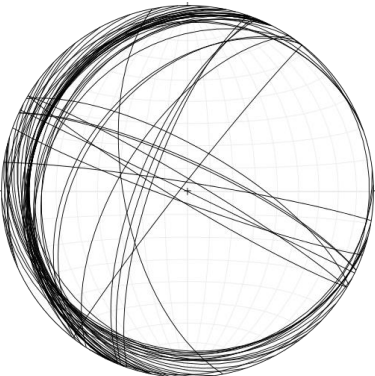
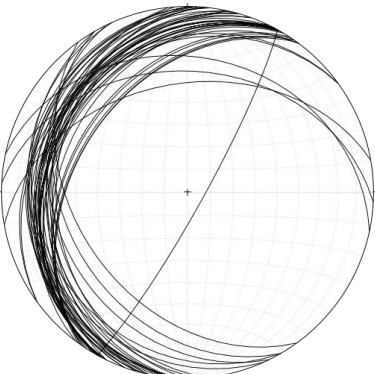
4 ²³	P-4	420	Si	60	
5 ²⁴	P-5	93	Si	53	
6 ²⁵	P-6	417	Si	59	

Tabla 2-24.: Identificación de zonas de interés.

Fuente: Esta investigación.

²³Ver figura 2-24 y 2-25 y tabla 2-4.
²⁴Ver figura 2-28 y 2-29 y ver tabla 2-5.
²⁵Ver figura 2-30 y 2-29 y ver tabla 2-6.

Ahora si, como principio elemental, la identificación de las zonas de interés en el interior de la mina, parten del concepto de zona de debilidad de macizos rocoso, ya que es común encontrar un sector donde las propiedades de la masa rocosa son significativamente malas con respecto a los demás materiales circundantes, por ejemplo, una venilla de mineralización de oro en una roca competente, tal como un Gabro. En el caso de los túneles, las zonas de debilidad se pueden dividir de la siguiente manera (44):

1. Fracturas en zona de actividad tectónica

- fallas de tensión:
 - zonas con relleno de arcilla,
 - zonas con macrofracturamiento, y,
 - zonas con salbanda.
- fallas de cizalla:
 - zonas trituradas con partículas fragmentadas bruscamente (variabilidad de tamaños y formas),
 - zonas trituradas con partículas fragmentadas que exhiben tamaños finos,
 - zonas trituradas ricas en arcillas, y,
 - zonas de diaclasamiento intensivo o macrofracturamiento persistente.

2. lentes o capas de roca con propiedades mecánicas pobres:

- capas de micas,
- lentes o capas de talco, clorita, etc., y,
- diques intrusivos, con mineralización variada (p.e. elementos nativos, sulfuros, sulfatos, silicatos).

3. rocas con evidencia de meteorización, que pueden a su vez incluir los numerales 1 y 2 de la lista actual.

- rocas alteradas química o mecánicamente por acción del intemperismo o flujo de agua.

Para los proyectos ingenieriles subterráneos, la definición de la zona de debilidad, aplica desde el punto de vista técnica de las siguientes maneras (44):

1. Como se debe excavar el túnel,
2. cual, cómo y cuándo aplicar un soporte o sistema de refuerzo, y,
3. desde el punto de vista de la seguridad, que precauciones se deben tener en cuenta en la construcción del túnel.

En este caso, las seis zonas consideradas interesantes son a su vez zonas de debilidad, ya que presentan macrofracturamiento y son zonas con presencia de intrusivos, con mineralización variada (p.e. elementos nativos, sulfuros, sulfatos, silicatos), identificados en la subsección petrografía 2.3.4.

3. Capítulo 3

3.1. Obtención de datos de campo

Los datos de campo empleados para obtener un rango de valores de resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, fueron medidos con el Martillo de rebote de Schmidt, sobre 273 macrofracturas.

3.1.1. Martillo de rebote de Schmidt

La resistencia a la compresión uniaxial es un parámetro de suma importancia en las aplicaciones ingenieriles (civiles, mineras, petroleras, etc.), como por ejemplo, en la evaluación de la calificación del macizo rocoso, para la valoraciones en el criterio de falla basado en roca intacta, para el diseño de pilares mineros en minas subterráneas de toda clase, para diseño y montaje de voladuras de roca, etc (15). Para este fin, existen varios métodos para su cálculo, algunos para estimación *in-situ* y otros por laboratorio. Entre los métodos de contacto directo con la roca en el lugar de estudio, y por eso, en ese espacio, se resalta el método por el martillo de rebote de Schmidt.

El martillo de Schmidt (llamado así en el común) por más de 40 años, fue desarrollado como una herramienta, que en su comienzos aplicaba solo para concreto, pero desde la década de 1960 también para rocas, bajo el mismo mecanismo de función y generando un valor (R) para la estimación empírica de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y el módulo de Young (E) de los materiales (concreto o materiales rocosos) (46). Dichas relaciones empíricas, cuando son aplicadas en materiales rocosos, se emplean según la mineralogía de la roca (litología) (18); (45).

El método del martillo de rebote de Schmidt, además de ser económico y de simple ejecución, es un método que ha tenido gran cantidad de investigaciones a nivel mundial, esto porque es un método muy útil cuando se requiere obtener gran cantidad de datos de resistencia a la compresión uniaxial, o de módulos de deformación tal como el módulo de Young (15).

El método de prueba es no destructivo y de fácil manejo. El principio con el que trabaja es del impacto entre cuerpos inelásticos. En este caso sería el impacto de una masa sobre un pistón que a la vez reposa sobre la superficie del material ensayado. La lectura que se obtiene se denomina valor de rebote de Schmidt o rebote, y se designa con la sigla R (19).

En el mercado existen dos tipos de Martillo Schmidt, el tipo L y el tipo N, los cuales se

diferencian en generar diferentes niveles de energía en el impacto. El Martillo Schmidt tipo L genera 0,735 Nm o 0.74 J, mientras que el tipo N 2.207 Nm (45); (46).

Los dos tipos de martillo son empleados para estimación de parámetros en roca, pero se recomienda emplear el martillo tipo N para rocas con valores UCS más de 20 MPa (46), pero el martillo de rebote tipo N provee predicciones geotécnicas más eficientes de parámetros como UCS (resistencia a la compresión uniaxial) y el módulo de Young (E) (47).

Los valores de rebote se denominan como R_L para el valor de rebote del martillo tipo L y R_N para el tipo N; estos valores proporcionan una medida de la dureza de la superficie de roca, pero hay que tener en cuenta que es una estimación aproximada, debido a que superficie rocosa y la respuesta de ésta, se ve alterada por acción de la intemperie, por tanto, su edad relativa (48). Pero además de la intemperie, los valores de rebote obtenidos a lo largo de direcciones de impacto no horizontales también están influenciadas por fuerzas gravitacionales en diversos grados. Con el fin de anular estos efectos, los valores de rebote no horizontales deben normalizarse con referencia a la dirección horizontal. Tanto la ISRM (1978a) como la ASTM (2001) estipulan que los valores de rebote se deben normalizar el uso de las curvas de corrección proporcionados por el fabricante (46).

Hay que tener en cuenta que el valor de rebote promedio (de cualquier tipo de martillo) debe ser derivado con cuidado en cada muestra, ya que a veces se magnifica o reduce en relación con otros especímenes de material rocoso. Este intento desafía la noción de la prueba índice (o con una toma del valor de rebote) y pasa por alto dos hechos (46):

1. Cuando las mediciones de densidad son fiables y están disponibles, es probable que se correlacionen bien con las propiedades mecánicas con la prueba de martillo Schmidt, y,
2. la densidad seca en el campo y en rocas débiles (arcillosas y/o degradadas) es más difícil de determinar, y consiste en procedimientos aproximados y mayor variabilidad de la muestra.

En ese orden, la multiplicación de valor de rebote (R) con la densidad seca (es decir, una propiedad local con una propiedad general) puede ayudar a reducirla influencia de deterioro de la superficie y/o las variaciones de pequeña escala (asperezas, minerales, grietas, etc), lo que podría hacer variar resultados de las pruebas realizadas con el martillo de rebote de Schmidt para ciertos especímenes de roca (46).

Con base en lo anterior, distintos cambios en la pendiente de las curvas de correlación del valor de rebote (R) con la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y módulo de Young (E_t). Las curvas disminuyen a diferentes tasas de intemperismo en las rocas, así por ejemplo, con forme el grado de meteorización avanza, la estructura o el esqueleto rocoso (granos y contactos intergranulares) se debilita, y los valores medios de UCS y de E_t de la roca se ven alterados, lo cual si se magnifica la escala, produce cambios significativos en la relación entre

la resistencia uniaxial de la roca y el nivel de deformación de esta. Lo mismo ocurre para rocas ígneas frescas, las cuales son muy sensibles a la presencia y orientación de microfisuras (46).

Diversos aspectos con respecto a los procedimientos de ensayo y análisis del martillo de rebote de Schmidt siguen influyendo en su consistencia y confiabilidad como herramienta de índice en la caracterización de materiales rocosos en campo, incluyendo la predicción de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), y el módulo de Young (E), de manera cuantitativa y relacionándolos con la acción del intemperismo y la meteorización (46).

Los factores que crean mayor incertidumbre en los valores que arroja el ensayo de campo con el martillo de rebote de Schmidt son (46):

1. Tipo de martillo (tipo L o tipo N),
2. si se hace la prueba en núcleos de roca, se recomiendan núcleos con diámetro NX o mayor,
3. grado de rugosidad de la superficie rocosa,
4. grado de humedad del entorno y grado de meteorización del material rocoso, y,
5. el procedimiento para la toma de datos.

Hay que recordar que el martillo tipo L muestra una mayor sensibilidad a la heterogeneidad de la roca, generando así una dispersión grande en los datos de UCS y de E_t , lo cual no fue así para el martillo tipo N, lo que sugiere que el aumento de la energía de impacto ayuda a predecir el comportamiento de la roca intacta heterogénea de manera más fiable (46). No obstante, para una buena aplicación y en términos generales se recomienda emplear el martillo tipo L (Ver figura **3-1**).



Figura 3-1. Martillo de rebote de Schmidt Tipo L.

Fuente: (45).

Mediante la inspección en la mina «El Gran Porvenir del Líbano» mediante uso del martillo Schmidt tipo L, dentro de 10 zonas diferentes, estuvieron acompañadas de la identificación de macroestructuras, los valores obtenidos se pueden observar entre la tabla **2-7** y la tabla **2-16**, siendo estos valores los que fueron procesados para conocer el valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, σ_{RL} (MPa).

Por otro lado, para encontrar el valor de σ_{RL} (MPa) en cada una de las 10 zonas, se empleó la ecuación 3-1.

$$\sigma_{RL} = 2,6363e^{0,0659R_L} \quad (3-1)$$

$$R^2 = 0,8889$$

Donde,

- R_L : valor del rebote del martillo Schmidt tipo L.

A continuación, en la tabla **3-1**, se presenta el valor de σ_{RL} para cada una de las zonas donde se empleó el martillo Schmidt indicadas en el numeral **2.4.2**.

Zona	ID	R_L	σ_{RL} (MPa)	OM^1	Zona	ID	R_L	σ_{RL} (MPa)	OM
1	1	26	14,63	☑	5	16	14	6,63	☒
1	2	14	6,63	☑	5	17	20	9,85	☒
1	3	10	5,11	☑	5	18	20	9,85	☒
1	4	10	5,11	☑	5	19	18	8,63	☒
1	5	10	5,11	☑	5	20	22	11,24	☒
1	6	10	5,11	☑	6	1	12	5,81	☒
1	7	10	5,11	☑	6	2	10	5,11	☒
1	8	10	5,11	☑	6	3	12	5,81	☒
1	9	10	5,11	☑	6	4	20	9,85	☒
1	10	38	32,25	☑	6	5	12	5,81	☒
1	11	10	5,11	☑	6	6	12	5,81	☒
1	12	26	14,63	☑	6	7	50	71,12	☑
1	13	10	5,11	☑	6	8	20	9,85	☒
1	14	20	9,85	☑	6	9	14	6,63	☒
1	15	10	5,11	☑	6	10	30	19,04	☒
1	16	20	9,85	☑	6	11	20	9,85	☒
1	17	10	5,11	☑	6	12	20	9,85	☒
1	18	20	9,85	☑	6	13	40	36,80	☒
1	19	26	14,63	☑	6	14	28	16,69	☒
1	20	10	5,11	☑	6	15	10	5,11	☒
2	1	14	6,63	☒	6	16	36	28,27	☒
2	2	18	8,63	☑	6	17	36	28,27	☒
2	3	10	5,11	☑	6	18	22	11,24	☒
2	4	16	7,57	☑	6	19	22	11,24	☒
2	5	16	7,57	☑	6	20	10	5,11	☒
2	6	20	9,85	☑	6	21	10	5,11	☒
2	7	12	5,81	☑	6	22	10	5,11	☒
2	8	16	7,57	☑	6	23	12	5,81	☒
2	9	12	5,81	☑	6	24	10	5,11	☒
2	10	12	5,81	☑	6	25	10	5,11	☒
2	11	16	7,57	☑	6	26	22	11,24	☒
2	12	16	7,57	☑	6	27	10	5,11	☒

¹OM: Orientación del martillo Schmidt; al momento de hacer la lectura.

2	13	26	14,63	↓	6	28	14	6,63	↗
2	14	10	5,11	↓	6	29	12	5,81	↗
2	15	14	6,63	↓	6	30	10	5,11	↗
2	16	14	6,63	↓	6	31	10	5,11	↗
2	17	14	6,63	↓	6	32	10	5,11	↗
2	18	14	6,63	↓	6	33	10	5,11	↗
2	19	10	5,11	↓	6	34	10	5,11	↗
2	20	14	6,63	↓	6	35	10	5,11	↗
2	21	10	5,11	↓	6	36	10	5,11	↗
2	22	14	6,63	↓	6	37	10	5,11	↗
2	23	14	6,63	↓	6	38	12	5,81	↗
2	24	10	5,11	↓	7	1	10	5,11	↓
2	25	10	5,11	↓	7	2	14	6,63	↓
2	26	10	5,11	↓	7	3	12	5,81	↓
2	27	10	5,11	↓	7	4	24	12,82	↓
2	28	20	9,85	↓	7	5	22	11,24	↓
2	29	20	9,85	↓	7	6	28	16,69	↓
2	30	46	54,64	↓	7	7	18	8,63	↓
3	1	18	8,63	↖	7	8	22	11,24	↓
3	2	10	5,11	↖	7	9	10	5,11	↓
3	3	10	5,11	↖	8	1	12	5,81	↓
3	4	40	36,80	↖	8	2	10	5,11	↓
3	5	40	36,80	↖	8	3	10	5,11	↓
3	6	12	5,81	↖	8	4	14	6,63	↓
3	7	10	5,11	↖	8	5	10	5,11	↓
3	8	12	5,81	↖	8	6	10	5,11	↓
3	9	10	5,11	↖	8	7	20	9,85	↓
3	10	10	5,11	↖	8	8	20	9,85	↓
3	11	10	5,11	↖	8	9	10	5,11	↓
3	12	10	5,11	↖	8	10	10	5,11	↓
3	13	10	5,11	↖	8	11	10	5,11	↓
3	14	10	5,11	↖	8	12	24	12,82	↓
3	15	10	5,11	↖	8	13	10	5,11	↓
3	16	10	5,11	↖	8	14	36	28,27	↓
3	17	10	5,11	↖	8	15	14	6,63	↓
3	18	10	5,11	↖	8	16	20	9,85	↓
3	19	10	5,11	↖	8	17	22	11,24	↓
3	20	10	5,11	↖	8	18	10	5,11	↓

3	21	10	5,11	↗	8	19	10	5,11	↘
3	22	10	5,11	↗	8	20	14	6,63	↘
3	23	10	5,11	↗	8	21	18	8,63	↘
3	24	10	5,11	↘	8	22	16	7,57	↘
3	25	10	5,11	↘	8	23	10	5,11	↘
3	26	10	5,11	↘	8	24	10	5,11	↘
3	27	14	6,63	↘	8	25	10	5,11	↘
3	28	10	5,11	↘	8	26	10	5,11	↘
3	29	22	11,24	↘	8	27	10	5,11	↘
3	30	20	9,85	↘	9	1	22	11,24	↘
3	31	28	16,69	↘	9	2	30	19,04	↘
4	1	10	5,11	↗	9	3	24	12,82	↘
4	2	10	5,11	↘	9	4	28	16,69	↘
4	3	20	9,85	↘	9	5	14	6,63	↘
4	4	10	5,11	↘	9	6	30	19,04	↘
4	5	20	9,85	↗	9	7	18	8,63	↘
4	6	40	36,80	↗	9	8	10	5,11	↘
4	7	12	5,81	↗	9	9	10	5,11	↗
4	8	10	5,11	↗	9	10	10	5,11	↗
4	9	10	5,11	↘	9	11	10	5,11	↗
4	10	10	5,11	↘	9	12	28	16,69	↗
4	11	10	5,11	↗	9	13	46	54,64	↗
4	12	12	5,81	↘	9	14	46	54,64	↗
4	13	10	5,11	↗	9	15	22	11,24	↗
4	14	26	14,63	↘	9	16	10	5,11	↗
4	15	10	5,11	↘	9	17	10	5,11	↗
4	16	10	5,11	↘	9	18	24	12,82	↗
4	17	12	5,81	↘	9	19	10	5,11	↗
4	18	26	14,63	↘	9	20	10	5,11	↗
4	19	10	5,11	↘	9	21	10	5,11	↘
4	20	20	9,85	↘	10	1	18	8,63	↘
4	21	10	5,11	↘	10	2	10	5,11	↘
4	22	26	14,63	↘	10	3	10	5,11	↘
4	23	10	5,11	↘	10	4	40	36,80	↘
4	24	20	9,85	↘	10	5	40	36,80	↘
4	25	12	5,81	↘	10	6	12	5,81	↘
4	26	10	5,11	↘	10	7	10	5,11	↘
4	27	10	5,11	↘	10	8	12	5,81	↘

4	28	10	5,11	✓	10	9	10	5,11	✓
4	29	10	5,11	✓	10	10	10	5,11	✓
4	30	34	24,78	✓	10	11	10	5,11	✗
4	31	12	5,81	✓	10	12	20	9,85	✗
4	32	10	5,11	✓	10	13	20	9,85	✗
4	33	10	5,11	✓	10	14	10	5,11	✗
4	34	10	5,11	✓	10	15	10	5,11	✗
4	35	12	5,81	✓	10	16	10	5,11	✗
4	36	16	7,57	✓	10	17	10	5,11	✗
4	37	10	5,11	✓	10	18	24	12,82	✓
4	38	12	5,81	✓	10	19	10	5,11	✓
4	39	12	5,81	✓	10	20	10	5,11	✗
4	40	12	5,81	✓	10	21	10	5,11	✓
4	41	10	5,11	✓	10	22	20	9,85	✓
5	1	16	7,57	✗	10	23	20	9,85	✓
5	2	10	5,11	✗	10	24	20	9,85	✓
5	3	14	6,63	✗	10	25	20	9,85	✓
5	4	10	5,11	✗	10	26	20	9,85	✓
5	5	10	5,11	✗	10	27	20	9,85	✓
5	6	10	5,11	✗	10	28	20	9,85	✓
5	7	10	5,11	✗	10	29	20	9,85	✓
5	8	10	5,11	✗	10	30	20	9,85	✗
5	9	14	6,63	✓	10	31	10	5,11	✗
5	10	10	5,11	✓	10	32	10	5,11	✓
5	11	10	5,11	✓	10	33	10	5,11	✓
5	12	10	5,11	✓	10	34	10	5,11	✓
5	13	14	6,63	✓	10	35	10	5,11	✓
5	14	10	5,11	✓	10	36	10	5,11	✓
5	15	12	5,81	✓	-	-	-	-	-

Tabla 3-1.: Valor de σ_{RL} asociado a cada una de las zonas donde se empleó el martillo Schmidt.

Fuente: Esta investigación.

Nota: La interpretación de los datos provenientes de las medidas del valor de rebote R_L de Martillo de Schmidt se indican en la sección **3.3**.

3.2. Obtención de datos de laboratorio

3.2.1. Preparación de especímenes

Antes que nada, el proceso de corte de núcleos de roca se realizó con un disco metálico diamantino cómo es posible ver en la figura **3-2**.



Figura 3-2. Máquina de corte con disco diamantino donde se cortaron los núcleos empleados para la obtención de datos de laboratorio.

Fuente: Esta investigación.

En la máquina de corte (ver figura **3-2**), se monta en un porta núcleos el espécimen a cortar bajo unas medidas determinadas. Por eso, en la figura **3-3**, se muestra como los especímenes

fueron cortados, lijados y pulidos con el fin de que no queden con imperfecciones y obstruyan el buen comportamiento de los equipos, en el procesamiento de laboratorio preestablecido, evitando que los resultados de cada ensayo, tengan errores asociados no previstos.



Figura 3-3. Máquina de corte con disco diamantino con núcleo de roca media caña.

Fuente: Esta investigación.

Con ese proceso, una vez cortados los núcleos y pulidos, estos son marcados según el registro que se realizó en el trabajo de campo.

3.2.2. Ensayo carga puntual

El ensayo de carga puntual se puede aplicar de manera axial o diametral para núcleos de roca (ver figura 3-4), o fragmentos irregulares de masa rocosa (49). Este ensayo parte de una forma intuitiva para entender los macizos rocosos como zonas que poseen una geología, pero que tienen estructuras debidas a procesos tectónicos que en definitiva, son producidos por un estrés o esfuerzo que sufren las rocas, en este sentido, es importante recordar que una roca es capaz de recibir un esfuerzo máximo en un punto que se denomina falla, por esta razón el proceso se hace análogo a una presión ejercida en un testigo o muestra o espécimen de constituido de dicho material, la cual aumenta paulatinamente hasta evidenciar fracturas, pero debido a que la roca no es homogénea, es necesario ejecutar varias pruebas en diversas direcciones, para que volumétricamente se tengan datos simples que en primera instancia puedan describir un macizo rocoso (2).

En ese orden, el ensayo de carga puntual es importante cuando en algunas ocasiones no se dispone de material para preparar especímenes adecuados para el ensayo de compresión simple, o bien cuando el número de ensayos es muy grande. Otra forma en la cual se resalta su importancia es cuando los ensayos se deban llevar a cabo *in situ* o cuando se deben realizar entregas en tiempo real sobre el comportamiento de las rocas (2).

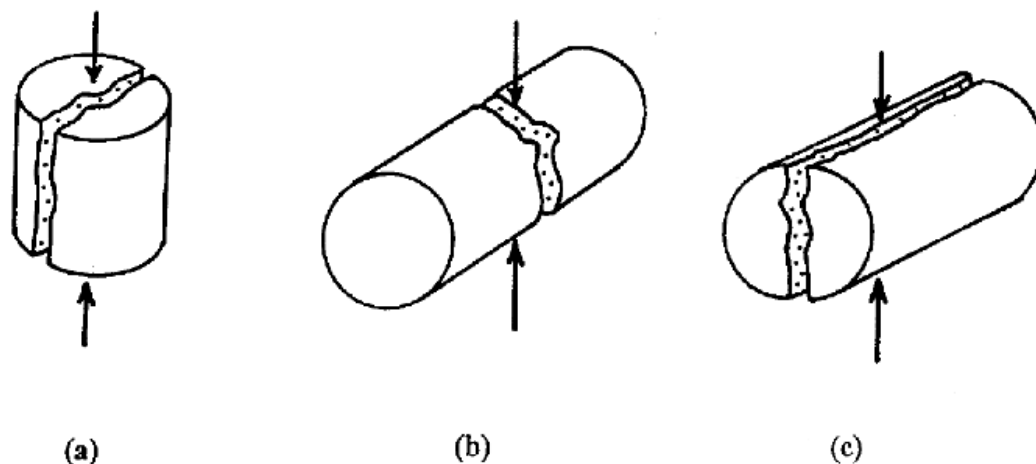


Figura 3-4. Formas típicas de fracturas en núcleos de roca: (a) PLT de forma axial; (b) y (c) PLT de forma diametral (modificado de (49)).

Fuente: (49).

Si se hace referencia al ámbito geotécnico, el macizo rocoso está compuesto por una roca, pero se condiciona por lo eventos geológicos que esta ha sufrido en el tiempo; también, son

importantes los conceptos de ambientes de formación litológica, minerales asociados a la roca, tectónica, meteorización y sedimentación. Además, la importancia de cada concepto respecto a los otros, varía según la escala a la que se estudia el macizo, pues la mineralogía es muy relevante a escala centimétrica, aspecto que en la escala kilométrica toma mucha importancia, sobretodo, en las grandes estructuras como los sistemas de fallas y ambientes de formación de rocas.

En cuanto a la meteorización, esta se divide en dos grandes grupos, una por variación química y otra por cambios físicos, que generan cambios en los minerales y granulometrías menores de la roca fracturada, a tal punto que se generan suelos clasificados según el grado de meteorización en horizontes IA, IB, IC, IIA, IIB, IIC hasta llegar a una roca fresca en el horizonte III (50).

El contacto entre superficies de roca (en macroestructuras) y la meteorización, hace que se vuelvan menos rugosas las paredes de las masas de roca, esto implica un cambio en la componente rugosidad del ángulo de fricción, y causa una disminución del esfuerzo máximo aplicado en un ensayo uniaxial (1), esto es lo que se conoce como resistencia de la pared (*Wall Strength*) y se mide en campo con el martillo de Schmidt mostrado en la figura **3-1**.

Para garantizar que la precisión del equipo sea la máxima y una exactitud en los datos que cumpla las normas, es fundamental seguir estas recomendaciones en torno a métodos y problemas (51):

El método para la calibración y funcionamiento del equipo de laboratorio necesario para el correcto empleo y concluir en resultados fiables, se basa en que como el equipo pierde su configuración por defecto, debido a que generan el esfuerzo de manera neumática o hidráulica y esto causa efectos no deseados como vibraciones y deformaciones, entonces es recomendable seguir estos consejos (51):

- El equipo no puede tener deformaciones después de ser usado, se recomienda limpiarlo después de la ejecución de cada ensayo,
- debe existir un límite máximo de esfuerzo aplicado,
- garantizar que las puntas tengan unas medidas estándar (apertura de 60° y radio de la punta roma de 5mm),
- las puntas deben permanecer en el mismo eje axial (co-axiales) desviación máxima permitida de 0.2 mm en todo momento,
- la dureza de las puntas debe ser tal que no se deformen o dañen en el ensayo,
- sea como sea el sistema, siempre debe medir el punto en que la muestra falla, con su respectiva deformación y esfuerzo,
- se debe corroborar la calibración del equipo con una muestra estandarizada,

-
- el valor cero debe ser reajutable,
 - la precisión en la medida de la presión debe ser del 5 %, y,
 - se deben medir los diámetros de los testigos o muestras con una distorsión en la medida de máximo el 2 %.



Figura 3-5. Equipo de carga puntual marca CONTROLS ®5 con un espécimen de núcleo de roca a media caña listo a ser fallado.

Fuente: Esta investigación.

Las muestras a fallar deben ser lo más homogéneas posibles, si contienen planos de debilidad deben medirse al igual que las zonas en donde hay mayor resistencia, pero teniendo en cuenta

las dimensiones y la geometría, lo que implica que en una muestra no homogénea se debe ser muy cuidadoso para ejecutar el ensayo (51).

Por otro lado, en el caso de muestras cilíndricas se debe saber deben fallar en una línea que sigue el eje que demarcan las dos puntas, de lo contrario podría tratarse de un plano de debilidad y se genera un rechazo a los valores, además, las muestras deben tener su humedad natural o estar en saturación. Las dimensiones deben ser consecuentes con las dimensiones del equipo y deben permitir un buen agarre, por lo que la muestra no puede ser pequeña ni muy grande (51).

En la investigación y en este caso puntual, se emplearon núcleos de roca de diversas alturas, pesos, diámetros y tipología. Ahí, los núcleos de roca se dividieron en media caña y caña completa. Los núcleos de media caña, se consideran como especímenes de sondeos cortados a la mitad, empleados para ensayos de geoquímica; siendo una actividad habitual dentro de la industria minera; mientras que, los núcleos de caña completa, son los núcleos habituales encontrados, tras la exploración con máquina perforadora de diamantina.



Figura 3-6. Caja con especímenes donados por la empresa minera para el trabajo investigativo. (El largo del bolígrafo es de 10,8 cm y se emplea como escala.

Fuente: Esta investigación.

Los especímenes que fueron sometidos al ensayo de carga puntual, se ordenaron como se puede observar en la tabla 3-2 y 3-3, ahí, el proceso para la realización de cada ensayo es

el mismo para cada espécimen, el resumen de pasos se indican desde la figura **3-7** hasta la **3-10**.

De ese modo, el primer paso después del corte del núcleo, es pesar la muestra sin someterla a secado en horno y por lo tanto, se ha conservando su humedad natural, empleando como ejemplo el núcleo N4A que registra 171,20 gramos de masa.



Figura 3-7. Espécimen siendo pesado.

Fuente: Esta investigación.

Luego de pesar el espécimen, se procede a realizar las medidas geométricas como diámetro, longitud y altura (ver figura 3-8), estas se ejecutaron para mayor precisión con un pie de rey electrónico, minimizando el error asociado a cada medida.



Figura 3-8. Espécimen siendo medido geométricamente.

Fuente: Esta investigación.

El paso siguiente, fue montar el espécimen de roca en la máquina, (así como fue indicado en la figura 3-5 o en la figura 3-9), se montó la muestra denominada N5D. Esta, así como todas las muestras, fue marcada en el centro de su parte cortada y en el centro de la parte

redondeada, en el centro de cada una de esas marcas, se ubican las puntas de la máquina.



Figura 3-9. Espécimen siendo montado en la máquina de ensayos para someterlo al ensayo de carga puntual.

Fuente: Esta investigación.

Con posterior, cada espécimen es fallado y se mide su fuerza pico, p (KN), la cual es la

medida de fuerza máxima impresa por la máquina sobre el espécimen y mediante la cual, falla la muestra como se puede observar en la figura 3-10.



Figura 3-10. Especimen fallado mediante el ensayo de carga puntual.

Fuente: Esta investigación.

- Núcleos de roca de caña completa

En primera instancia, se define que el ensayo de carga puntual es un método adecuado para calcular el esfuerzo de compresión uniaxial en rocas, pero se halla mediante el uso de del índice I_s . El índice se encuentra una vez se conoce el punto donde se ejerce la presión para generar la falla en el núcleo de roca (33).

$$I_s = \frac{P}{D_C^2} \quad (3-2)$$

donde D_C es el diámetro de núcleo equivalente, definido por (33):

$$D_C^2 = D^2 \quad (3-3)$$

Donde,

- D : diámetro del núcleo (33).

El tamaño corregido para cualquier núcleo con dimensiones diferentes a 50 mm de diámetro se da empleando el uso del índice $I_s(50)$ que sirve para núcleos de 50 mm de diámetro (33) (tener en cuenta que el valor $I_s(50)$ se da en MPa).

$$I_s(50) = I_s K_{PTL} \quad (3-4)$$

donde K_{PTL} es el factor de corrección que se muestra en la figura 3-11.

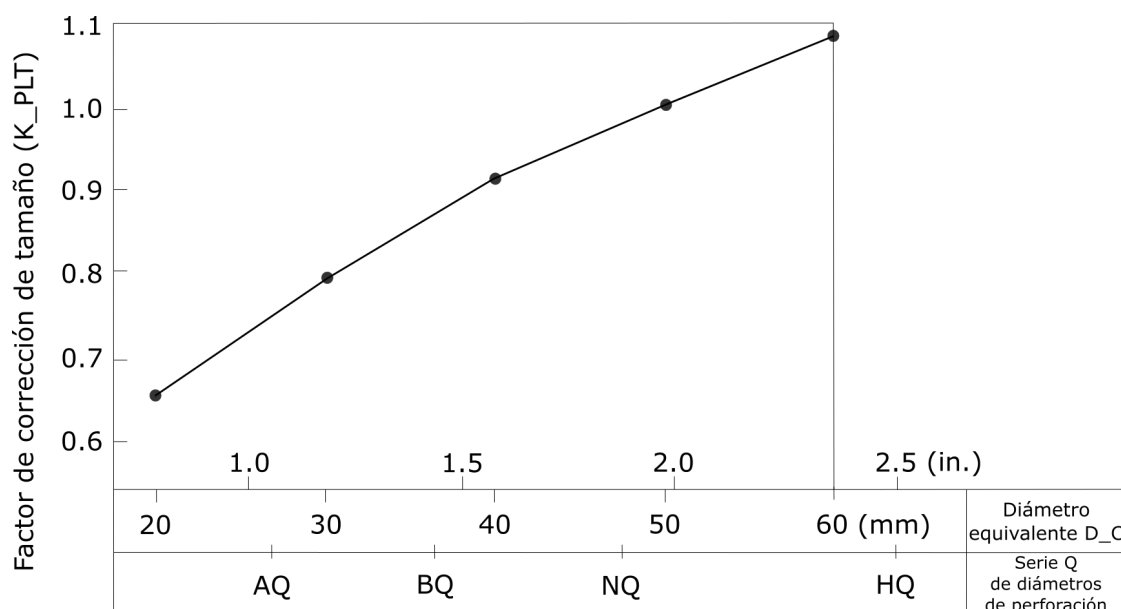


Figura 3-11. Factor K_{PTL} (modificado de (33)).

Fuente: (33).

$$K_{PTL} = \left(\frac{D_C}{50}\right)^{0,45} \quad (3-5)$$

Una vez se conoce el valor del número de núcleos fallados mediante el método de ensayo de carga puntual, se emplea la ecuación 3-6 (sugerida en (52) ya que la ISRM sugiere que: $\sigma_{ci} = (20 \rightarrow 25) I_s(50)$ (53)), por eso, para encontrar el valor del esfuerzo de compresión uniaxial aproximado, σ_{ci} (MPa). No obstante, hay que tener en cuenta, que, si las medidas diametráles no son iguales entre todos los especímenes fallados, se recomienda emplear un promedio de los diámetros equivalentes.

$$\sigma_{ci} = 23I_s(50) \quad (3-6)$$

De esa forma, las características geométricas de los núcleos de caña completa se pueden observar en la figura 3-12, graficada a continuación:

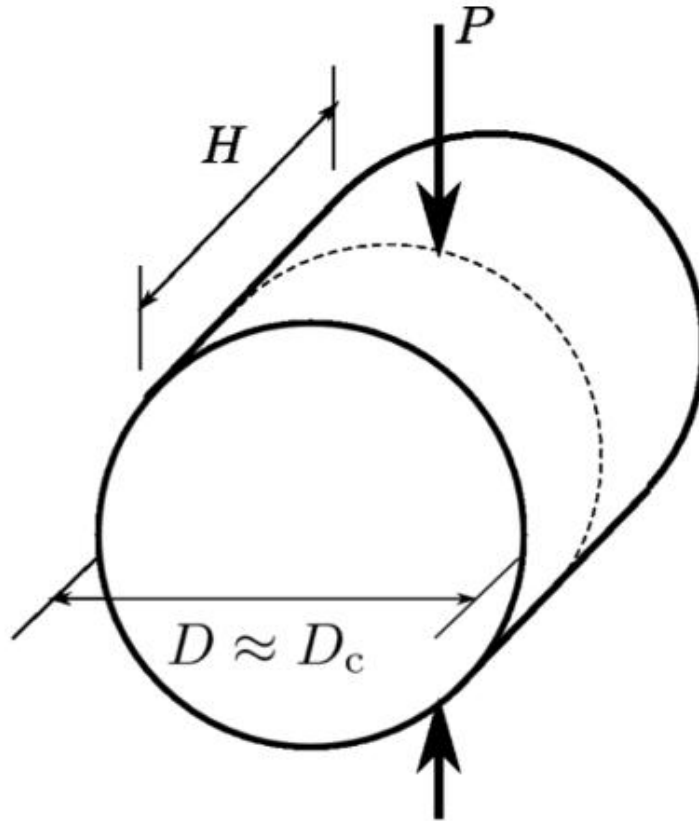


Figura 3-12. Núcleo de caña completa. La flecha vertical indica el punto de generación de fuerza P (KN).

Fuente: Tomado del artículo aún no publicado "Shape correction factor fot the point-load test Index of Half-Split Core Samples".

Tras realizar los ensayos de *PLT* a 15 núcleos de roca de caña completa, el resultado se presenta en la tabla **3-2**, así:

<i>ID</i>	<i>SI</i>	<i>PP</i>	D_C ² (mm)	<i>P</i> ³ (KN)	<i>M</i> ⁴ (gr)	<i>H</i> ⁵ (mm)	<i>Is</i> ⁶ (MPa)	K_{PTL} ⁷	$I_s(50)$ ⁸ (MPa)	σ_{ci} ⁹ (MPa)
1	N8 A1	22,88	36,66	4,66	93,2	32,21	3,47	0,87	3,02	69,36
2	N8 A2	22,88	36,33	2,09	73,7	25,54	1,58	0,87	1,37	31,54
3	N8 A3	22,88	36,28	2,55	84,9	29,3	1,94	0,87	1,68	38,57
4	N12 A1	268,42	47,5	6,66	174,6	36,16	2,95	0,98	2,88	66,34
5	N12 A2	268,42	47,37	8,42	162,1	33,44	3,75	0,98	3,66	84,23
6	N12 C	268,42	47,4	6,54	205,4	42,37	2,91	0,98	2,84	65,36
7	N22(A)	49,4	35,6	6,49	162,1	51	5,12	0,86	4,40	101,09
8	N22(B)	49,4	36,1	7,84	197,5	63,7	6,02	0,86	5,20	119,50
9	N14B(1)	193,9	62	6,77	295,3	31,4	1,76	1,10	1,94	44,62
10	N14B(2)	193,9	62,4	8,36	348,2	35,5	2,15	1,10	2,37	54,56
11	N14B(3)	193,9	61,8	8,67	323	34,8	2,27	1,10	2,50	57,44
12	N14B(4)	193,9	62,1	6,31	319,4	39,7	1,64	1,10	1,80	41,49
13	N15B(1)	261,47	47,4	3,29	103,6	21,41	1,46	0,98	1,43	32,88
14	N15B(2)	261,47	47,99	4,2	108,5	23,62	1,82	0,98	1,79	41,18
15	N15B(3)	261,47	47,57	4,25	152,6	32,44	1,88	0,98	1,84	42,24

Tabla 3-2.: Resultados del ensayo *PLT* realizado a 15 núcleos de caña completa.

Fuente: Esta investigación.

A través de la tabla **3-2**, se puede apreciar, el mínimo valor registrado de resistencia a la compresión uniaxial σ_{ci} (MPa) de los 15 núcleos de caña completa ensayados de 31,54 MPa y el más alto de 119,50 MPa, siendo estos los núcleos con *ID* número 2 y 8.

²Diámetro núcleo.

³Fuerza pico.

⁴Masa.

⁵Altura.

⁶Ver ecuación 3-2.

⁷Ver ecuación 3-5.

⁸Ver ecuación 3-4.

⁹Ver ecuación 3-6.

- Núcleos de roca de media caña

Es importante reconocer que para cualquier trabajo ejecutado en rocas, la caracterización de material rocoso se puede realizar empleando el ensayo de carga puntual, pero, por lo general, no se emplea para núcleos de roca denominados a *media caña*, donde, las ecuaciones (ver 3-3, 3-4; 3-5 y 3-6), empleadas, sirven para el manejo de núcleos completos (o de *caña completa*).

En este sentido, en las siguientes páginas, se presenta el procesamiento matemático para realizar la valoración estimada del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado (σ_{cci}) en Mega Pascales, partiendo de los resultados del ensayo PLT realizado a 23 núcleos de media caña (expuestos en la tabla **3-3**). Ahí el, procedimiento comienza con el cálculo del índice I_{ss} , propio para este tipo de muestras (Tomado del artículo aún no publicado "Shape correction factor for the point-load test Index of Half-Split Core Samples"), y sigue como se se explica a continuación:

- Realizar las medidas geométricas a los núcleos de roca,
- tener los datos de I_s , σ_{ci} , K_{PTL} e $I_s(50)$ de núcleos de caña completa (ver tabla **3-2**),
- aplicar las cargas sobre la parte plana y la parte circular del núcleo (simulando un rompimiento de un núcleo de caña completa forma diámetral del mismo).

Por lo visto, como los núcleos de media caña presentan una forma irregular, entonces se emplea la ecuación 3-7.

$$D_c = \frac{4A}{\pi} \quad (3-7)$$

Donde,

- A: Área de sección transversal del ejemplar fallado, medida sobre la zona plana del mismo (mm).

A continuación, para hallar I_s (ver ecuación 3-2) se procede a emplear la ecuación 3-7 asumiendo que: $D_c \approx D$.

El valor del área de sección transversal del ejemplar fallado, medida sobre la zona plana del mismo (A) en milímetros se encuentra tras aplicar la ecuación 3-8.

$$A = \left(\frac{D_c^2}{8}\right)(\alpha - \sin\alpha) \quad (3-8)$$

Donde,

■

$$D_c = h + \left(\frac{c^2}{4h}\right) \quad (3-9)$$

■

$$\alpha = 2\arccos\left(1 - \frac{2h}{D_c}\right) \quad (3-10)$$

Las medidas geométricas necesarias, se logran observar en la tabla **3-3**, aunque, en un primer momento, aquí se mencionan ciertas características como:

- Diámetro del núcleo, D_c ,
- al segmento circular menor del núcleo o factor c (mm). Tener en cuenta que en algunos casos, $c = D_c$, y que, $h = 0,5(D_c)$,
- la altura hacia el segmento circular menor del núcleo (h) en milímetros, y,
- la profundidad del segmento circular menor del núcleo, l (mm).

Además, en la figura **3-13**, se ilustran las variables geométricas mencionadas para el cálculo de la resistencia aproximada de compresión uniaxial, empleando núcleos de media caña.

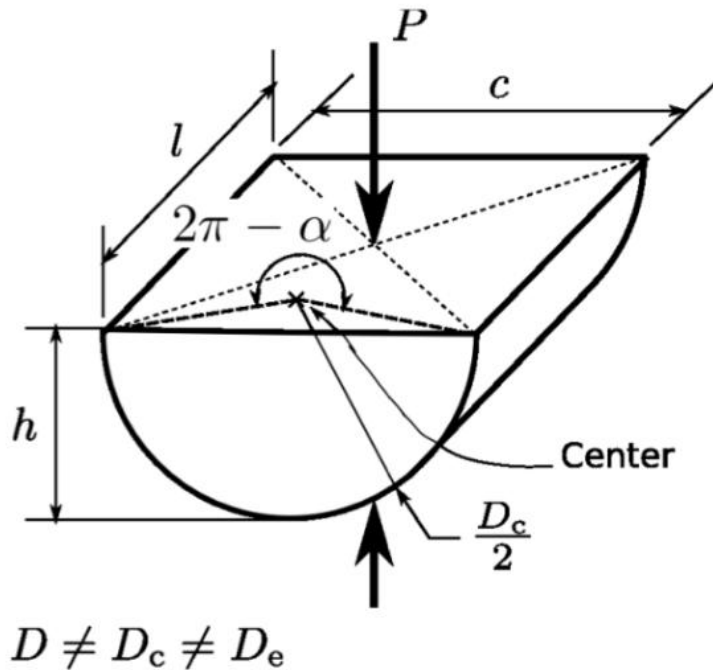


Figura 3-13. Núcleo de media caña. La flecha vertical indica el punto de generación de fuerza P (KN).

Fuente: Tomado del artículo aún no publicado "Shape correction factor fot the point-load test Index of Half-Split Core Samples".

ID	SI	PP (m)	D_c (mm)	p¹⁰ (KN)	m¹¹ (gr)	l (mm)	h (mm)	c (mm)
1	N5 A	122,7	55,65	9,54	174,7	54,75	26,47	55,58
2	N5 B	122,7	55,97	7,04	175,7	54,81	26,57	55,9
3	N5 C	122,7	55,39	5,78	162,3	54,57	26,15	55,3
4	N5 D	122,7	55,92	5,33	182,1	54,76	26,52	55,85
5	N4 A	90,69	56,03	8,71	171,2	57,7	24,86	55,67
6	N4 B	90,69	55,87	3,01	164,7	57,57	25,23	55,61
7	N4 C	90,69	55,90	11,31	163,9	55,58	25,45	55,68
8	N4 D	90,69	55,88	3,97	166,6	55,85	25,44	55,66
9	N1 A	314,97	41,80	1,97	80,7	41,77	21,01	41,8
10	N1 B	314,97	41,82	2,7	79	41,36	20,12	41,79
11	N1 C	314,97	41,77	2,71	73,6	39,98	20,12	41,74
12	N3 A	301,46	41,60	7,72	75	42,48	19,93	41,56
13	N3 B	301,46	41,12	5,16	77,7	42,01	20	41,1
14	N3 C	301,46	41,20	5,66	76,5	41,58	20,26	41,19
15	N3 D	301,46	41,86	4,44	81,7	41,87	21,4	41,85
16	N3 E	301,46	41,82	3,71	81,3	41,84	20,81	41,82
17	N2 A	230,37	42,54	6	84	42,87	22,18	42,5
18	N2 B	230,37	43,13	3,28	85	42,23	22,71	42
19	N2 C	230,37	45,39	6,25	93,5	41,78	24,16	43,11
20	N2 D	230,37	42,15	4,33	91,7	42,7	23,41	41,89
21	N2 E	230,37	42,94	5,29	87,5	41,56	23,07	42,82
22	N2 F	230,37	42,19	5,76	96,1	41,79	24,8	41,53
23	N2 G	230,37	42,65	4,68	98,7	43,1	24,76	42,09

Tabla 3-3.: Resultados del ensayo *PLT* realizado a 23 núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

Ahora para calcular el valor de I_{ss} (MPa), se realiza empleando h (mm) y p (KN) (ver tabla

¹⁰Fuerza pico.

¹¹Masa.

3-3), de la siguiente manera:

$$I_{ss} = \frac{p}{h^2} \quad (3-11)$$

Luego, para obtener una relación entre I_s e I_{ss} , se requiere el empleo del factor K_{shape} , y por lo tanto, la ecuación que se emplea para relacionarlos es la siguiente:

$$I_{ss}(50) = K_{shape} K_{ptl} I_{ss} \quad (3-12)$$

Donde, el factor K_{ptl} es propio de los núcleos a media caña, y es diferente al factor K_{PTL} , presentado con anterioridad.

Por su parte, el valor de σ_{cci} se basa en los mismos principios que los empleados en la ecuación 3-6.

$$\sigma_{cci} = 23I_{ss}(50) \quad (3-13)$$

Y para un mejor detalle del valor del esfuerzo de compresión uniaxial, (σ_{cci}) (MPa), para cada espécimen, se presenta en la tabla **3-4**, así:

ID	SI	D_c (mm)	p (KN)	I_{ss}^{12} (MPa)	K_{ptl}	$I_{ss}(50)$ (MPa)	σ_{cci}^{13} (MPa)
1	N5 A	55,65	9,54	13,62	1,05	11,14	256,31
2	N5 B	55,97	7,04	9,97	1,05	8,18	188,22
3	N5 C	55,39	5,78	8,45	1,05	6,90	158,78
4	N5 D	55,92	5,33	7,58	1,05	6,22	142,98
5	N4 A	56,03	8,71	14,09	1,05	11,57	266,12
6	N4 B	55,87	3,01	4,73	1,05	3,88	89,18
7	N4 C	55,90	11,31	17,46	1,05	14,32	329,40
8	N4 D	55,88	3,97	6,13	1,05	5,03	115,70
9	N1 A	41,80	1,97	4,46	0,92	3,21	73,86
10	N1 B	41,82	2,70	6,67	0,92	4,80	110,41
11	N1 C	41,77	2,71	6,69	0,92	4,82	110,76
12	N3 A	41,60	7,72	19,44	0,92	13,96	320,97
13	N3 B	41,12	5,16	12,90	0,92	9,21	211,92

¹²Ver ecuación 3-11.

¹³Ver ecuación 3-13.

14	N3 C	41,20	5,66	13,79	0,92	9,86	226,73
15	N3 D	41,86	4,44	9,70	0,92	6,98	160,57
16	N3 E	41,82	3,71	8,57	0,92	6,17	141,82
17	N2 A	42,54	6,00	12,20	0,93	8,85	203,45
18	N2 B	42,13	3,28	6,36	0,93	4,59	105,63
19	N2 C	43,39	6,25	10,71	0,94	7,84	180,22
20	N2 D	42,15	4,33	7,90	0,93	5,71	131,26
21	N2 E	42,94	5,29	9,94	0,93	7,24	166,51
22	N2 F	42,19	5,76	9,37	0,93	6,77	155,64
23	N2 G	42,65	4,68	7,63	0,93	5,54	127,49

Tabla 3-4.: Esfuerzo compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

Se aclara que, en la tabla **3-4**, se observa que el núcleo con *ID* número 9, presenta un valor de resistencia a la compresión uniaxial σ_{cci} de 73,86 MPa, siendo este el menor valor registrado en la serie de ensayos realizados a los núcleos de media caña por el método de carga puntual (PLT), en cambio, el espécimen número 17 presenta el mayor valor registrado, siendo este de $\sigma_{cci} = 203,45$ MPa.

3.2.3. Ensayo de compresión simple

En este capítulo se aborda el ensayo de compresión simple (o ensayo a compresión uniaxial) sobre especímenes de núcleos de roca de diversas formas, tamaños y masas, empleando una prensa como la observada en la figura **3-14** y algunos núcleos indicados en la figura **3-6**.

La importancia de realizar este ensayo radica en que, conociendo el comportamiento de la roca a compresión se puede estimar la resistencia de pilares en explotaciones mineras (2), o como se indicará en el capítulo 4, sirve como insumo para el diseño de una secuencia de perforación y voladura de roca en minería subterránea para la extracción de material aurífero.

Ante tal afirmación, es importante reconocer que existen varios tipos de ensayo a compresión uniaxial, tales cómo (19):

- Estandar no especializado: solo da idea de la competencia de la estructura del material,
- estandar especializado: se emplea para determinar además de la resistencia a la compresión uniaxial del material rocoso, las curvas de esfuerzo *vs.* deformación del material, y por ende su módulo de Young o de deformación elástica (E) y el coeficiente de Poisson (ν) (19), y,

- especializado con curva de post-rotura: con este tipo de ensayo se puede obtener:
 - curva de esfuerzo axial *vs.* deformación axial,
 - curva de esfuerzo axial *vs.* deformación radial,
 - curva de esfuerzo axial *vs.* deformación,
 - resistencia a compresión uniaxial pico,
 - resistencia a compresión uniaxial residual,
 - esfuerzo de cierre de fisuras,
 - esfuerzo de inicio de propagación de fisuras,
 - esfuerzo de inicio de coalescencia del material ¹⁴,
 - esfuerzo del rango elástico, y,
 - ángulo de dilatación del material.
- En cuerpo de pruebas no cilíndricos: es un ensayo a compresión uniaxial no-estandar idealizado para proyectos de investigación pero para cuerpos de prueba no cilíndricos, con el fin de mejorar la condición de homogeneidad del estado de esfuerzos desarrollado en el cuerpo de prueba y evitar los problemas de contacto *placa y cuerpo de prueba* y problemas de concentración de esfuerzos (19).

A fin de cuentas, en esta investigación, se optó por la realización del ensayo de compresión simple estandar no especializado, donde, la impresión de fuerza sobre la rótula es transferida al plato superior, y esta inmediatamente al espécimen de forma uniforme. Dicha impresión de fuerza comienza en el tiempo cero (tiempo inicial) que es el momento cuando el plato superior apenas toca la superficie del núcleo de roca, y la impresión de fuerza cede, cuando la muestra falla y presenta agrietamiento.

Es importante resaltar que no se proporcionan las constantes elásticas de la roca, es decir, su módulo de Young (E) ni el coeficiente de Poisson (ν). Pero, en cuanto a la prensa ilustrada en la figura **3-14**, esta presenta un funcionamiento mecánico simple que se describe, en términos generales, como sigue: primero el pistón genera una fuerza axial (ver figura **3-14-1**) sobre una rótula (ver figura **3-14-2**) que asegura que dicha fuerza sea uniforme sobre la superficie del material ensayado. Además, la prensa contiene dos platos, uno superior (ver figura **3-14-3**) y otro inferior (ver figura **3-14-4**), los cuales limitan el movimiento del espécimen.

¹⁴La coalescencia es la propiedad de las cosas de unirse o fundirse (54).



Figura 3-14. Máquina para realización del ensayo de compresión uniaxial con espécimen de roca. 1. Pistón, 2. Rótula, 3. Plato superior, 4. Plato inferior, 5. Núcleo de roca.

Fuente: Esta investigación.

El parámetro de interés que se midió con el ensayo de compresión simple estandar no especializado, hecho a los núcleos de media caña y caña completa, es: la resistencia a la compresión uniaxial, *UCS*. Dicho parámetro es uno de los más importantes para el análisis de la respuesta mecánica asociada a muchas de las aplicaciones geológicas y geotécnicas, y por esto mismo, ha sido empleada para formular criterios de falla de diversos materiales incluyendo las rocas, por ejemplo, en 1776 Coulomb propuso un de los más importantes criterios de desarrollo de la fractura macroscópica en rocas frágiles, empleado actualmente en geomateriales bajo un rango específico de presiones, adoptando una relación empírica lineal que provee la información del progreso del material antes de llegar a su mayor resistencia antes de fracturarse (55).

Esta fractura parte de dos cosas; primero, de la heterogeneidad del material rocoso, y el segundo, debido a la energía aplicada por la máquina que comprime el espécimen de roca. En otras palabras, la heterogeneidad está ligada a la fábrica mineral que componen las rocas falladas en esta investigación (y en general para cualquier roca), siendo muy compleja, debido a que, están presentes diversos minerales, tales como: galena, pirita, oro, esfalerita, tetraedrita, pirrotina, cuarzo, entre otros, como comprueba en la sección 2.3.4.

De esa manera, la impresión de energía que la máquina suministra a los especímenes ensayados es una realidad casi lógica pero que se debe tomar con mucho cuidado, esto debido a que si se remite al concepto de energía en termodinámica, se logra entender que, la energía (ΔU) se puede expresar como la suma (si se considera positivo aquello que aumenta la energía interna del sistema, o lo que es lo mismo, el trabajo recibido o el calor absorbido) o la diferencia (si se considera positivo el calor absorbido y el trabajo que realiza el sistema sobre el entorno) del trabajo (W) y el calor (Q) intercambiados por el sistema con el entorno, tal como se observa en la ecuación 3-14 (56).

$$\Delta U = Q \pm W \quad (3-14)$$

Donde,

- ΔU : Incremento de energía interna del sistema, $\Delta U = U_{final} - U_{inicial}$ (J¹⁵),
- Q : Calor intercambiado por el sistema con el entorno (J), y,
- W : Trabajo intercambiado por el sistema con el entorno (J).

Es importante resaltar, que en el ensayo a compresión simple sobre el material rocoso, se habla de energía transferida (ΔU), por ende, se calcula en términos de trabajo (W) y no se genera una respuesta sobre el calor (Q) absorbido. Debido a que, esta reflexión no es el tema central del trabajo de investigación, se propone que se realicen estudios académicos en

¹⁵J: Julio.

dicho campo con el fin de conocer cuánta de la energía aplicada por la máquina del ensayo es transferida al espécimen rocoso y cuánta de dicha energía es aportada al entorno y por ende *poco aprovechada* para los fines prácticos de esta importante prueba.

Enfocandonos ahora si, en el trabajo, la explicación de lo que ocurre en términos de energía, ya ha sido estudiada por diversos autores, entre estos, el más conocido es Griffith (1921), pero de la misma importancia son: Arana y González (2002). Estos autores, explican que esencialmente, el comportamiento cuando se genera un cambio de la energía tensional, resulta en un incremento de las grietas suficientes para superar la energía superficial del material y así llevarlo al punto crítico de resistencia y posteriormente formar una grieta (de falla) (57), (58).

En este proceso de cambios de energía y el desarrollo de la fractura macroscópica inicial, se genera una extensión de una serie de microfracturas con una dimensiones críticas y orientaciones preferentes, las cuales provocan la fractura final del material (55).

En el campo de investigación respecto a la importancia del conocimiento de la resistencia a la compresión uniaxial es amplio. Existen investigaciones de muchas índoles, además de las orientadas al estudio de la energía implícita, por ejemplo, las que buscan la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial respecto al grado de meteorización de la roca, o bien, respecto al grado de saturación de este material.

También se ha estudiado la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial y la porosidad en ensayos de laboratorio, y en la aplicación del criterio de falla, como el de Mohr & Coulomb directamente sobre rocas porosas, tales como lutitas arenosas (18).

En el presente trabajo, respecto al ensayo de compresión simple, la investigación se orienta en torno a reconocer el comportamiento de diferentes núcleos, tanto en media caña, como de caña completa y al final, comparar los resultados, así como en la sección **3.2.2**.

En ese camino, para la realización de dicha actividad, se ejecutaron 20 ensayos de compresión simple sobre núcleos de roca de caña completa y 14 a núcleos de media caña. En total, se realizaron 34 ensayos, y los resultados del comportamiento de ambos tipos de núcleos ensayados se observan en el Anexo D. En ese caso, el procedimiento para la realización del ensayo, parte de la preparación de cada núcleo de roca, siendo un proceso es similar a lo expuesto en la sección **3.2.1**.

- Núcleos de roca de caña completa

Para encontrar el valor de la resistencia a compresión uniaxial de los núcleos de roca de caña completa, σ (MPa), se empleó la ecuación 3-15.

$$\sigma = \frac{\frac{P}{\pi * (\frac{D}{2})^2}}{0,001} \quad (3-15)$$

Donde,

- P : fuerza pico o máxima soportada por el núcleo de roca (KN), y,
- D : Diámetro del núcleo de roca (mm).

Tanto las medidas geométricas, como el valor de la masa (gr) y el valor de σ (MPa), de los 20 núcleos de roca de caña completa, son datos que se muestran a continuación:

ID	SI	PP (m)	D_N (mm)	P (KN)	M (gr)	H (mm)	σ^{16} (MPa)
1	N7A(1)	42,4	36,38	61,11	49,70	37,39	58,79
2	N7A(2)	42,4	36,39	49,79	105,30	17,36	47,87
3	N7B	42,4	36,19	42,72	234,20	85,49	41,53
4	N8B	25,88	36,30	31,12	247,40	85,27	30,07
5	N9	49,3	36,24	72,14	245,30	86,06	69,94
6	N10A(1)	131,4	36,13	49,79	90,50	32,13	48,56
7	N10A(2)	131,4	36,13	49,51	84,90	30,00	48,29
8	N10B(1)	131,4	36,00	30,55	121,50	43,51	30,01
9	N10B(2)	131,4	36,23	25,74	112,10	36,64	24,97
10	N10C	131,4	36,70	41,87	238,10	83,99	39,58
11	N11(1)	195,9	63,28	132,11	427,10	47,28	42,01
12	N11(2)	195,9	64,03	230,84	375,10	43,85	71,69
13	N12B	268,42	47,40	99,30	533,10	111,00	56,27
14	N15A(1)	261,47	48,20	43,28	27,30	54,20	23,72
15	N15A(2)	261,47	47,60	56,58	27,60	55,00	31,80
16	N21(A)	49,4	34,80	28,57	13,20	47,30	30,04
17	N21(B)	49,4	35,00	53,18	8,30	24,70	55,27

¹⁶Resistencia a la compresión uniaxial de núcleos de caña completa. (Ver ecuación 3-15).

18	N21(C)	49,4	34,90	65,63	5,50	19,80	68,61
19	N20(A)	24,5	35,10	31,40	9,70	34,50	32,45
20	N20(B)	24,5	34,90	19,80	18,50	63,20	20,70

Tabla 3-5.: Resultados del ensayo *UCS* realizado a 20 núcleos de caña completa.

Fuente: Esta investigación.

Como es posible observar en la tabla **3-5**, el mínimo valor registrado de resistencia a la compresión uniaxial de los 20 núcleos de caña completa ensayados (σ) es de 20,70 MPa y el más alto de 71,69 MPa, siendo estos los núcleos con *ID* número 20 y 12 correspondientemente.

- Núcleos de roca de media caña

En la tabla **3-6** se presentan los resultados de 14 núcleos de roca de media caña, los ensayos mediante el ensayo de compresión uniaxial. Para ello, se debe tener en cuenta, que para el cálculo del diámetro, D_n (mm), se aplicó la ecuación 3-9 y que para calcular la resistencia a la compresión uniaxial, σ_m (MPa) se aplicó la ecuación 3-15.

<i>ID</i>	<i>SI</i>	<i>PP</i> (m)	D_n (mm)	<i>p</i> (KN)	<i>m</i> (gr)	<i>l</i> (mm)	<i>h</i> (mm)	<i>c</i> (mm)	σ_m^{17} (MPa)
1	N16(1)	121,92	55,45	13,86	17,00	24,20	24,20	55,00	5,74
2	N16(2)	121,92	54,97	19,80	12,30	25,30	25,30	54,80	8,34
3	N16(3)	121,92	55,36	22,63	13,30	25,00	25,00	55,10	9,40
4	N17(A)	121,92	55,52	20,65	14,90	24,80	24,80	55,20	8,53
5	N17(B)	121,92	57,76	28,57	8,40	22,00	22,00	56,10	10,90
6	N18(A)	230,12	55,21	32,25	10,00	21,80	46,20	40,80	13,47
7	N18(B)	230,12	61,49	26,03	10,90	22,10	54,10	40,00	8,76
8	N18(C)	230,12	58,32	20,09	9,70	22,00	49,80	41,20	7,52
9	N18(D)	230,12	63,53	18,67	10,40	21,60	56,20	40,60	5,89
10	N19(A)	301,46	45,50	12,73	6,30	19,80	32,40	41,20	7,83
11	N19(B)	301,46	50,73	14,71	7,90	21,20	40,10	41,30	7,28
12	N19(C)	301,46	46,94	13,86	6,80	19,90	34,90	41,00	8,01
13	N23(A)	90,96	55,18	23,76	19,50	64,30	24,80	54,90	9,93
14	N23(B)	90,96	55,25	19,80	18,30	62,00	25,00	55,00	8,26

Tabla 3-6.: Resultados del ensayo *UCS* realizado a 14 núcleos de media caña.

¹⁷Resistencia a la compresión uniaxial de núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

Se concluye, por lo tanto, que el núcleo con *ID* número 1 presenta un valor de resistencia a la compresión uniaxial σ_m de 5,74 MPa, siendo este el menos valor registrado en la serie de ensayos realizados a los núcleos de media caña, en cambio, el espécimen número 6, presenta el mayor valor registrado, siendo este de $\sigma_m = 13,47$ MPa.

3.3. Interpretación de datos de campo y laboratorio

- Datos de campo recogidos con martillo Schmidt.

El método de procesamiento de datos empleando para estimar la resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, σ_{RL} (MPa) de la roca de los túneles de la mina «El Gran Porvenir del Líbano», fue basado en las características, principio de funcionamiento y procedimiento de utilización del martillo Schmidt. Definiendo algunos puntos como:

- Encontrar los valores estimados de resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, σ_{RL} (MPa), empleando la ecuación 3-1, y realizar un conteo para conocer el valor inicial de datos.
 - Datos iniciales: 273
- Separar los valores según la posición en que se inclinó el martillo en la toma de datos (R_L), y separar según conjuntos en función de dicha inclinación. Una vez realizado esto, determinar el valor de datos asociados a dicha inclinación, así como el valor mínimo, promedio, máximo, diferencia entre el valor promedio y el valor mínimo y por último el valor máximo tolerado de σ_{RL} (MPa) para cada conjunto. En este caso se tiene que:
 - **Conjunto 1:** ∇ (Ver tabla 3-7)
 - σ_{RL} mínimo = 5,10 MPa.
 - σ_{RL} promedio = 8,69 MPa.
 - σ_{RL} máximo = 71,12 MPa.
 - Diferencia entre σ_{RL} promedio y σ_{RL} mínimo = 3,59 MPa.
 - σ_{RL} máximo tolerado = 12,28 MPa.
 - Medidas asociadas al conjunto = 170.
 - **Conjunto 2:** ∇ (Ver tabla 3-8)
 - σ_{RL} mínimo = 5,10 MPa.
 - σ_{RL} promedio = 9,24 MPa.
 - σ_{RL} máximo = 54,64 MPa.

- Diferencia entre σ_{RL} promedio y σ_{RL} mínimo = 4,14 MPa.
 - σ_{RL} máximo tolerado = 13,38 MPa.
 - Medidas asociadas al conjunto = 101.
- **Conjunto 3: ⌞** (Ver tabla 3-9)
 - σ_{RL} mínimo = 5,10 MPa.
 - σ_{RL} promedio = 5,86 MPa.
 - σ_{RL} máximo = 6,63 MPa.
 - Diferencia entre σ_{RL} promedio y σ_{RL} mínimo = 0,77 MPa.
 - σ_{RL} máximo tolerado = 6,63 MPa.
 - Medidas asociadas al conjunto = 2.
- Para cada conjunto identificado, se descartan los valores que no están incluidos en el rango entre σ_{RL} mínimo (MPa) y σ_{RL} máximo tolerado (MPa). Tras realizar dicha operación, se identifica, nuevamente, el valor mínimo, promedio y máximo de σ_{RL} (MPa) para cada conjunto.
 - **Conjunto 1: ⌵**
 - σ_{RL} mínimo = 5,10 MPa.
 - σ_{RL} promedio = 6,47 MPa.
 - σ_{RL} máximo = 11,24 MPa.
 - Medidas asociadas al conjunto = 147.
 - **Conjunto 2: ⌵**
 - σ_{RL} mínimo = 5,10 MPa.
 - σ_{RL} promedio = 6,30 MPa.
 - σ_{RL} máximo = 12,82 MPa.
 - Medidas asociadas al conjunto = 90.
 - **Conjunto 3: ⌞**
 - No se toma en consideración ya que el conjunto contiene solo 2 datos.
 - Realizar un conteo para conocer el valor final de datos a trabajar después de realizar los ajustes requeridos.
 - Datos finales: 237

A continuación, se presentan las tablas que contienen los valores asociados a cada conjunto mencionado.

N	Zona	ID	σ_{RL} (MPa)	N	Zona	ID	σ_{RL} (MPa)
1	Zona 1	2	6,63	75	Zona 4	36	7,57
2	Zona 1	3	5,10	76	Zona 4	37	5,10
3	Zona 1	4	5,10	77	Zona 4	38	5,81
4	Zona 1	5	5,10	78	Zona 4	39	5,81
5	Zona 1	6	5,10	79	Zona 4	40	5,81
6	Zona 1	7	5,10	80	Zona 4	41	5,10
7	Zona 1	8	5,10	81	Zona 5	9	6,63
8	Zona 1	9	5,10	82	Zona 5	10	5,10
9	Zona 1	11	5,10	83	Zona 5	11	5,10
10	Zona 1	13	5,10	84	Zona 5	12	5,10
11	Zona 1	14	9,85	85	Zona 5	13	6,63
12	Zona 1	15	5,10	86	Zona 5	14	5,10
13	Zona 1	16	9,85	87	Zona 5	15	5,81
14	Zona 1	17	5,10	88	Zona 7	1	5,10
15	Zona 1	18	9,85	89	Zona 7	2	6,63
16	Zona 1	20	5,10	90	Zona 7	3	5,81
17	Zona 2	2	8,63	91	Zona 7	5	11,24
18	Zona 2	3	5,10	92	Zona 7	7	8,63
19	Zona 2	4	7,57	93	Zona 7	8	11,24
20	Zona 2	5	7,57	94	Zona 7	9	5,10
21	Zona 2	6	9,85	95	Zona 8	1	5,81
22	Zona 2	7	5,81	96	Zona 8	2	5,10
23	Zona 2	8	7,57	97	Zona 8	3	5,10
24	Zona 2	9	5,81	98	Zona 8	4	6,63
25	Zona 2	10	5,81	99	Zona 8	5	5,10
26	Zona 2	11	7,57	100	Zona 8	6	5,10
27	Zona 2	12	7,57	101	Zona 8	7	9,85
28	Zona 2	14	5,10	102	Zona 8	8	9,85
29	Zona 2	15	6,63	103	Zona 8	9	5,10
30	Zona 2	16	6,63	104	Zona 8	10	5,10
31	Zona 2	17	6,63	105	Zona 8	11	5,10
32	Zona 2	18	6,63	106	Zona 8	13	5,10
33	Zona 2	19	5,10	107	Zona 8	15	6,63

34	Zona 2	20	6,63	108	Zona 8	16	9,85
35	Zona 2	21	5,10	109	Zona 8	17	11,24
36	Zona 2	22	6,63	110	Zona 8	18	5,10
37	Zona 2	23	6,63	111	Zona 8	19	5,10
38	Zona 2	24	5,10	112	Zona 8	20	6,63
39	Zona 2	25	5,10	113	Zona 8	21	8,63
40	Zona 2	26	5,10	114	Zona 8	22	7,57
41	Zona 2	27	5,10	115	Zona 8	23	5,10
42	Zona 2	28	9,85	116	Zona 8	24	5,10
43	Zona 2	29	9,85	117	Zona 8	25	5,10
44	Zona 3	24	5,10	118	Zona 8	26	5,10
45	Zona 3	25	5,10	119	Zona 8	27	5,10
46	Zona 3	26	5,10	120	Zona 9	1	11,24
47	Zona 3	27	6,63	121	Zona 9	5	6,63
48	Zona 3	28	5,10	122	Zona 9	7	8,63
49	Zona 3	29	11,24	123	Zona 9	8	5,10
50	Zona 3	30	9,85	124	Zona 9	21	5,10
51	Zona 4	2	5,10	125	Zona 10	1	8,63
52	Zona 4	3	9,85	126	Zona 10	2	5,10
53	Zona 4	4	5,10	127	Zona 10	3	5,10
54	Zona 4	9	5,10	128	Zona 10	6	5,81
55	Zona 4	10	5,10	129	Zona 10	7	5,10
56	Zona 4	12	5,81	130	Zona 10	8	5,81
57	Zona 4	15	5,10	131	Zona 10	9	5,10
58	Zona 4	16	5,10	132	Zona 10	10	5,10
59	Zona 4	17	5,81	133	Zona 10	19	5,10
60	Zona 4	19	5,10	134	Zona 10	21	5,10
61	Zona 4	20	9,85	135	Zona 10	22	9,85
62	Zona 4	21	5,10	136	Zona 10	23	9,85
63	Zona 4	23	5,10	137	Zona 10	24	9,85
64	Zona 4	24	9,85	138	Zona 10	25	9,85
65	Zona 4	25	5,81	139	Zona 10	26	9,85
66	Zona 4	26	5,10	140	Zona 10	27	9,85
67	Zona 4	27	5,10	141	Zona 10	28	9,85
68	Zona 4	28	5,10	142	Zona 10	29	9,85
69	Zona 4	29	5,10	143	Zona 10	32	5,10
70	Zona 4	31	5,81	144	Zona 10	33	5,10
71	Zona 4	32	5,10	145	Zona 10	34	5,10

72	Zona 4	33	5,10	146	Zona 10	35	5,10
73	Zona 4	34	5,10	147	Zona 10	36	5,10
74	Zona 4	35	5,81	-	-	-	-

Tabla 3-7.: Valores de σ_{RL} (MPa) en el conjunto 1.

Fuente: Esta investigación.

N	Zona	ID	σ_{RL} (MPa)	N	Zona	ID	σ_{RL} (MPa)
1	Zona 2	1	6,63	46	Zona 6	8	9,85
2	Zona 3	1	8,63	47	Zona 6	9	6,63
3	Zona 3	2	5,10	48	Zona 6	11	9,85
4	Zona 3	3	5,10	49	Zona 6	12	9,85
5	Zona 3	6	5,81	50	Zona 6	15	5,10
6	Zona 3	7	5,10	51	Zona 6	18	11,24
7	Zona 3	8	5,81	52	Zona 6	19	11,24
8	Zona 3	9	5,10	53	Zona 6	20	5,10
9	Zona 3	10	5,10	54	Zona 6	21	5,10
10	Zona 3	12	5,10	55	Zona 6	22	5,10
11	Zona 3	13	5,10	56	Zona 6	23	5,81
12	Zona 3	14	5,10	57	Zona 6	24	5,10
13	Zona 3	15	5,10	58	Zona 6	25	5,10
14	Zona 3	16	5,10	59	Zona 6	26	11,24
15	Zona 3	17	5,10	60	Zona 6	27	5,10
16	Zona 3	18	5,10	61	Zona 6	28	6,63
17	Zona 3	19	5,10	62	Zona 6	29	5,81
18	Zona 3	20	5,10	63	Zona 6	30	5,10
19	Zona 3	21	5,10	64	Zona 6	31	5,10
20	Zona 3	22	5,10	65	Zona 6	32	5,10
21	Zona 3	23	5,10	66	Zona 6	33	5,10
22	Zona 4	1	5,10	67	Zona 6	34	5,10
23	Zona 4	5	9,85	68	Zona 6	35	5,10
24	Zona 4	7	5,81	69	Zona 6	36	5,10
25	Zona 4	8	5,10	70	Zona 6	37	5,10
26	Zona 4	11	5,10	71	Zona 6	38	5,81

27	Zona 4	13	5,10	72	Zona 9	9	5,10
28	Zona 5	1	7,57	73	Zona 9	10	5,10
29	Zona 5	2	5,10	74	Zona 9	11	5,10
30	Zona 5	4	5,10	75	Zona 9	15	11,24
31	Zona 5	5	5,10	76	Zona 9	16	5,10
32	Zona 5	6	5,10	77	Zona 9	17	5,10
33	Zona 5	7	5,10	78	Zona 9	18	12,82
34	Zona 5	8	5,10	79	Zona 9	19	5,10
35	Zona 5	16	6,63	80	Zona 9	20	5,10
36	Zona 5	17	9,85	81	Zona 10	11	5,10
37	Zona 5	18	9,85	82	Zona 10	12	9,85
38	Zona 5	19	8,63	83	Zona 10	13	9,85
39	Zona 5	20	11,24	84	Zona 10	14	5,10
40	Zona 6	1	5,81	85	Zona 10	15	5,10
41	Zona 6	2	5,10	86	Zona 10	16	5,10
42	Zona 6	3	5,81	87	Zona 10	17	5,10
43	Zona 6	4	9,85	88	Zona 10	20	5,10
44	Zona 6	5	5,81	89	Zona 10	30	9,85
45	Zona 6	6	5,81	90	Zona 10	31	5,10

Tabla 3-8.: Valores de σ_{RL} (MPa) en el conjunto 2.

Fuente: Esta investigación.

N	Zona	ID	σ_{RL} (MPa)
1	Zona 3	11	5,10
2	Zona 5	3	6,63

Tabla 3-9.: Valores de σ_{RL} (MPa) en el conjunto 3.

Fuente: Esta investigación.

En la figura **3-15**, se ilustra el comportamiento de la resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, σ_{RL} (MPa) empleando la ecuación 3-1; con el método anterior y la información en las tablas: **3-7**, **3-8**, y, **3-9**.

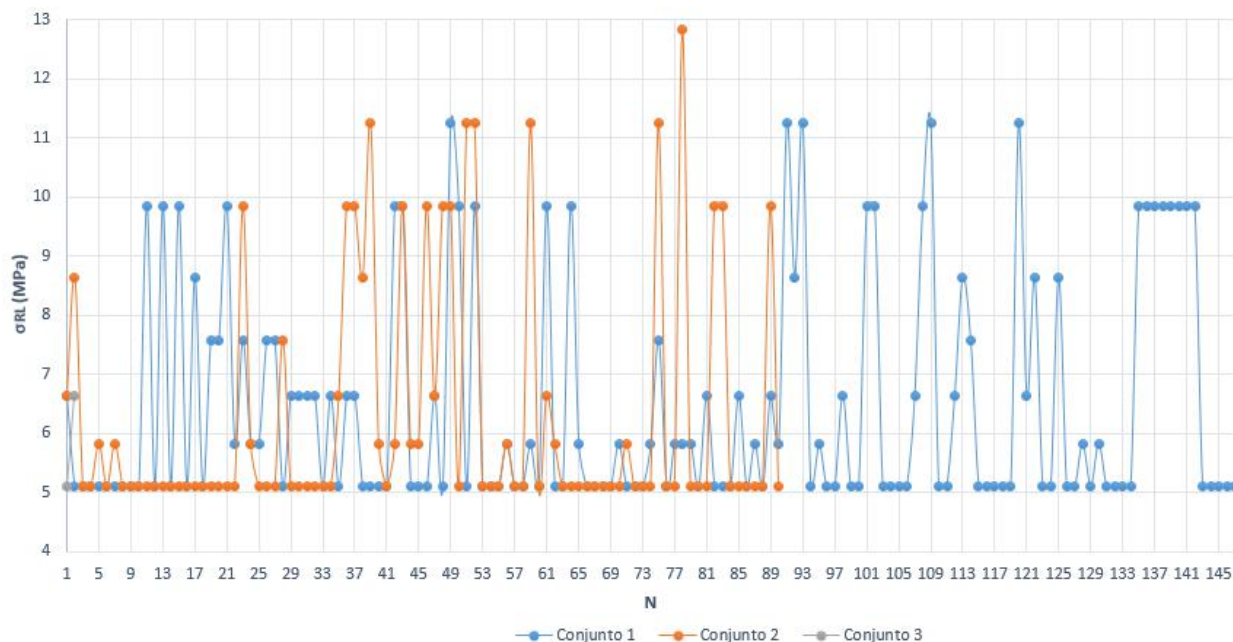


Figura 3-15. Relación del comportamiento de cada conjunto, identificado con el valor de σ_{RL} (MPa).

Fuente: Esta investigación.

De la figura **3-15**, se concluyó, que el rango de valores entre los cuales se encuentra la resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, σ_{RL} (MPa), esta entre 5,10 MPa y 12,82 MPa. Para conocer el valor asociado de σ_{RL} (MPa) al comportamiento de cada punto estructural de las 10 zona de exploración geotécnica de la sección **2.4.3** (remitirse al Anexo C).

- Datos de laboratorio obtenidos por el ensayo de carga puntual

De esta manera, el comportamiento que relaciona el esfuerzo a compresión uniaxial aproximado (MPa) con el diámetro de cada espécimen (mm) fallado por el método de *PLT* (ver la sección 3.2.2) en caña completa se presenta en la figura **3-18**, mientras que para los núcleos de media caña en la **3-19**. Estos resultados parten de la obtención de datos indicados en la subsección 3.2.2.

Por otro lado, la forma en que se relaciona la profundidad de perforación con el valor de la fuerza, al momento de la falla, se ilustra en la figura **3-16**.

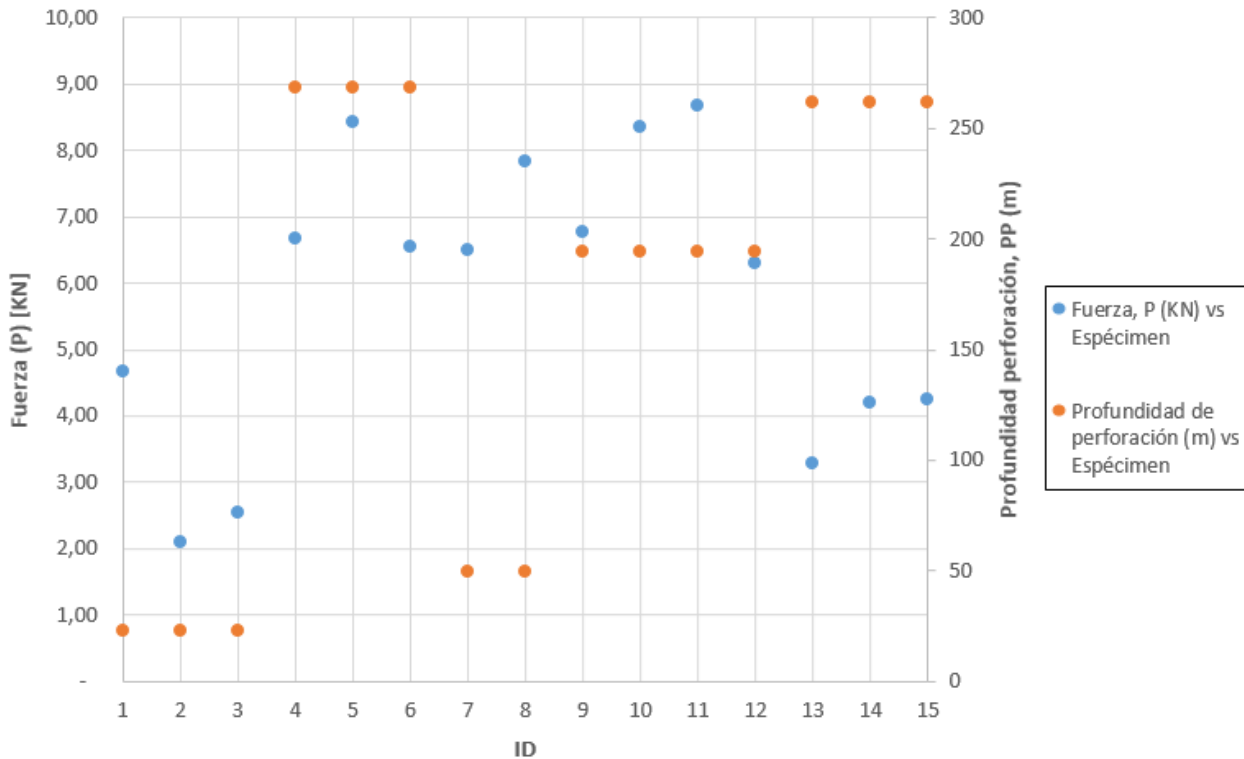


Figura 3-16. Relación de comportamiento de especimenes según *ID*, profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de caña completa.

Fuente: Esta investigación.

De la anterior figura **3-16** se rescata lo siguiente:

- **Grupo 1:** las muestras con *ID* 1, 2, 3, 7 y 8 fueron recuperadas a una profundidad similar, pero a pesar de esto la fuerza P (kN) aplicada sobre cada espécimen indica un rango entre 2,09 kN y 7,84 kN, donde la diferencia es del orden de 5,75 kN,
- **Grupo 2:** los especimenes 4, 5, 6, 13, 14 y 15 fueron recuperados entre 261,47 y 268,42 metros, donde la muestra con *ID* 13 fue la que registró la menor tolerancia a la fuerza impresa P (3,29 kN), mientras que, de la muestra 5 se obtuvo el mayor valor, siendo este de 8,42 kN. Así que, La diferencia de fuerzas es del orden de 5,13 kN, valor similar al obtenido en el grupo 1, y,
- **Grupo 3:** los núcleos 9, 10, 11 y 12 fueron recuperados de sondeos a una profundidad de 193,9 metros y presentan un rango de fuerza soportada al momento de la falla de entre 6,31 kN y 8,67 kN. El grupo 3 presenta una diferencia de 2,36 kN entre el valor más alto y el valor más bajo de fuerza P (kN) soportada.

Al tener en cuenta estas características y como los núcleos fueron extraídos mediante sondeos, entonces para conocer la relación entre la profundidad de la perforación y la fuerza pico al momento de la falla para cada uno de los núcleos ensayados, se elaboró la figura 3-17, la cual, es importante relacionar con los datos de pp , p e ID , que aparecen en la tabla 3-3.

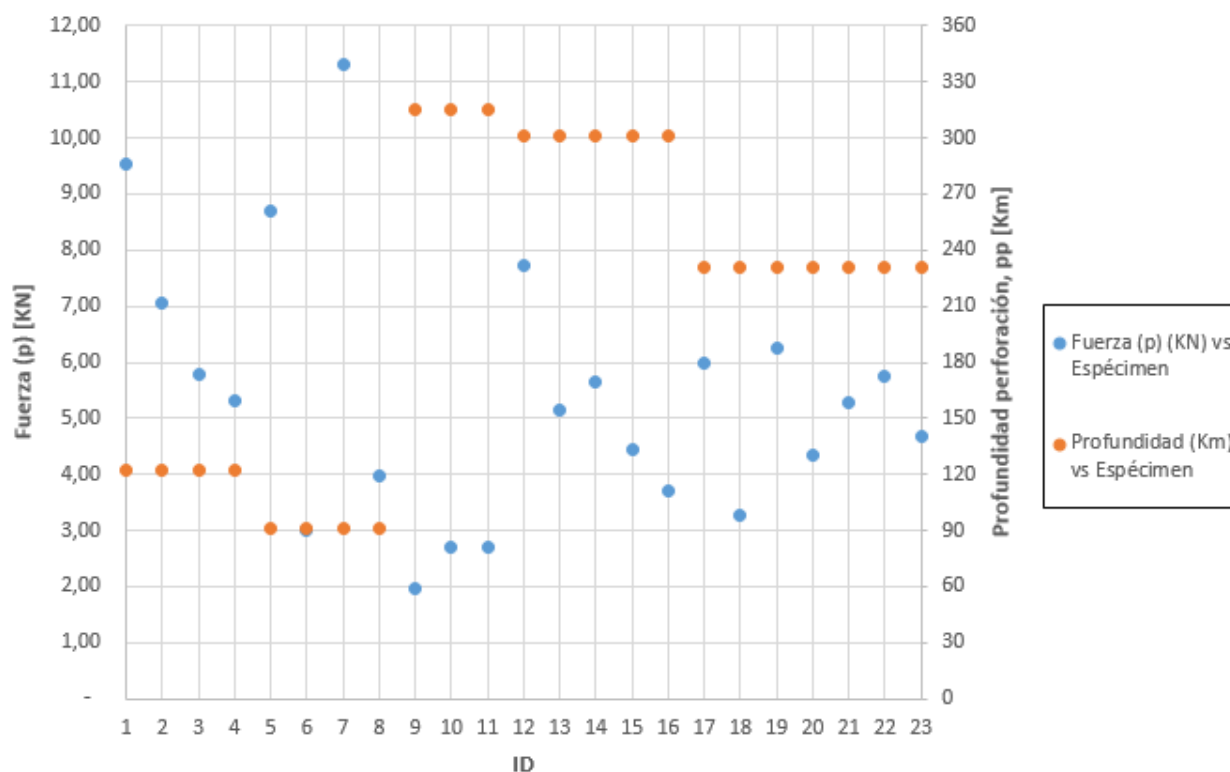


Figura 3-17. Relación de comportamiento de especimenes según ID , profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

De este modo, a partir de la interpretación de los datos ilustrados en la figura 3-17, se concluye que:

- **Grupo 1:** las muestras con ID 1, 2, 3, y 4 fueron recuperadas a una profundidad de 127,7 m y el rango de fuerza (P) está entre: 5,33kN y 7,84 kN,
- **Grupo 2:** este grupo lo componen las muestras con ID entre 5 y 8, las cuales, se recuperaron a 90,69 metros. El espécimen que mayor fuerza (P) resistió fue la muestra con ID número 6, soportando 3,01 kN de carga, mientras que la de mayor aguante es la muestra con ID número 7 soportando 11,31 kN,

- **Grupo 3:** pertenecen a este grupo las muestras con ID entre 9 y 16, donde desde la número 9 hasta la número 11 fueron recuperadas a 314,97 m, mientras que las muestras del 12 al 16 se recuperaron a 301,46 m. Así que, el rango de fuerza soportada para estas muestras está entre: 1,97 KN y 7,72 KN, y,
- **Grupo 4:** los especímenes con ID entre 17 y 23 hacen parte de este grupo. Estas muestras fueron recuperadas a una profundidad de 230,37 m. Por tanto, la muestra con ID número 18 soportó menos fuerza para fallar (3,28 KN) mientras que, la número 19 soportó 6,25 KN, siendo las más resistente.

A continuación, se presenta el comportamiento de los núcleos de caña completa según el valor del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado (σ_{ci}) (MPa) para cada espécimen (ver tabla 3-2).

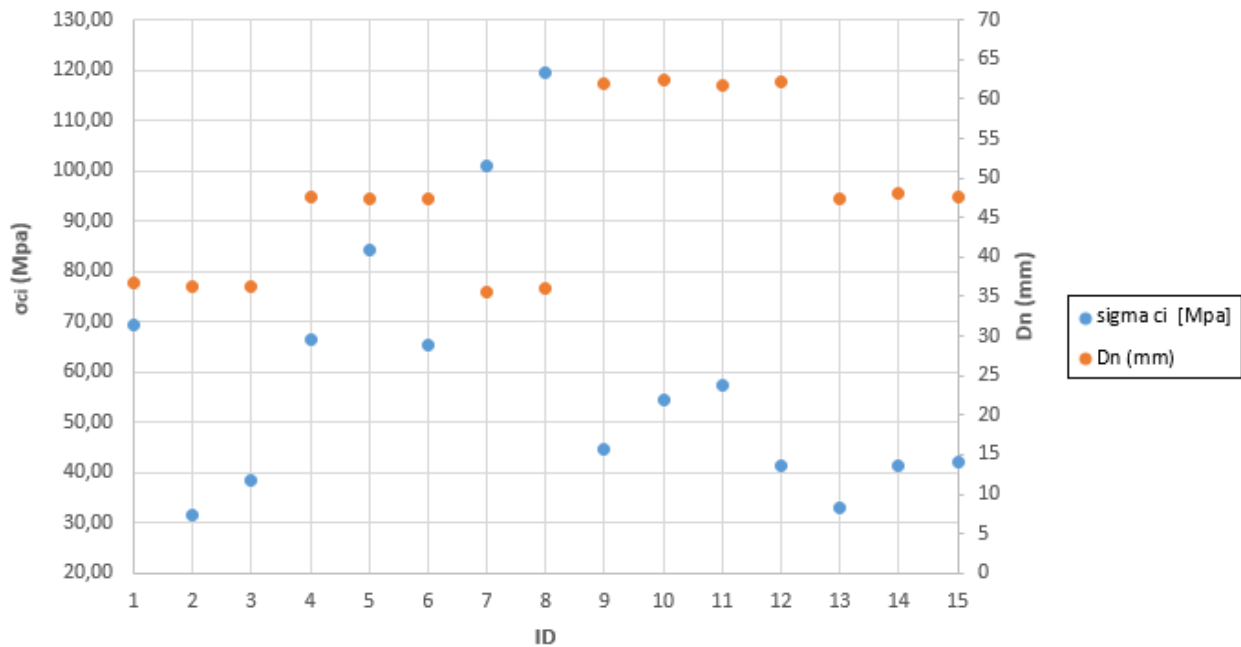


Figura 3-18. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{ci} (Mpa) vs. diámetro D_n (mm) según cada espécimen de núcleos de caña completa.

Fuente: Esta investigación.

Tomando como referencia la figura 3-18, se concluye que:

- **Grupo 1:** a este grupo pertenecen los núcleos con el siguiente ID : 1, 2, 3, 7 y 8. El diámetro (D_n) mínimo es de 35,6 mm, y el máximo de 36,66 mm. El rango de esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{ci} (Mpa) esta entre 31,54 MPa y 119,50 MPa,

- **Grupo 2:** los núcleos con ID número 4, 5, 6, 13, 14 y 15 hace parte de este grupo, que además, tienen un diámetro promedio de 47,54 mm. El núcleo número 13 presenta el menor valor de σ_{ci} , que es 32,88 Mpa y la muestra de prueba número 5 el de mayor valor, que corresponde a 84,23 MPa, y,
- **Grupo 3:** las muestras con ID entre 9 y 12 conforman este grupo. Los diámetros, D_n varían entre 61,80 mm a 62,40 mm, con un promedio de 62,07 mm; lo mismo ocurre con el esfuerzo a compresión uniaxial, σ_{ci} , que está entre 44,62 MPa y 57,44 MPa, con un promedio de 52,21 MPa.

Con los valores obtenidos del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado (σ_{cci}) (MPa) registrados en la tabla 3-3, se presenta a continuación el comportamiento para cada muestra en relación con el esfuerzo máximo alcanzado por esta.

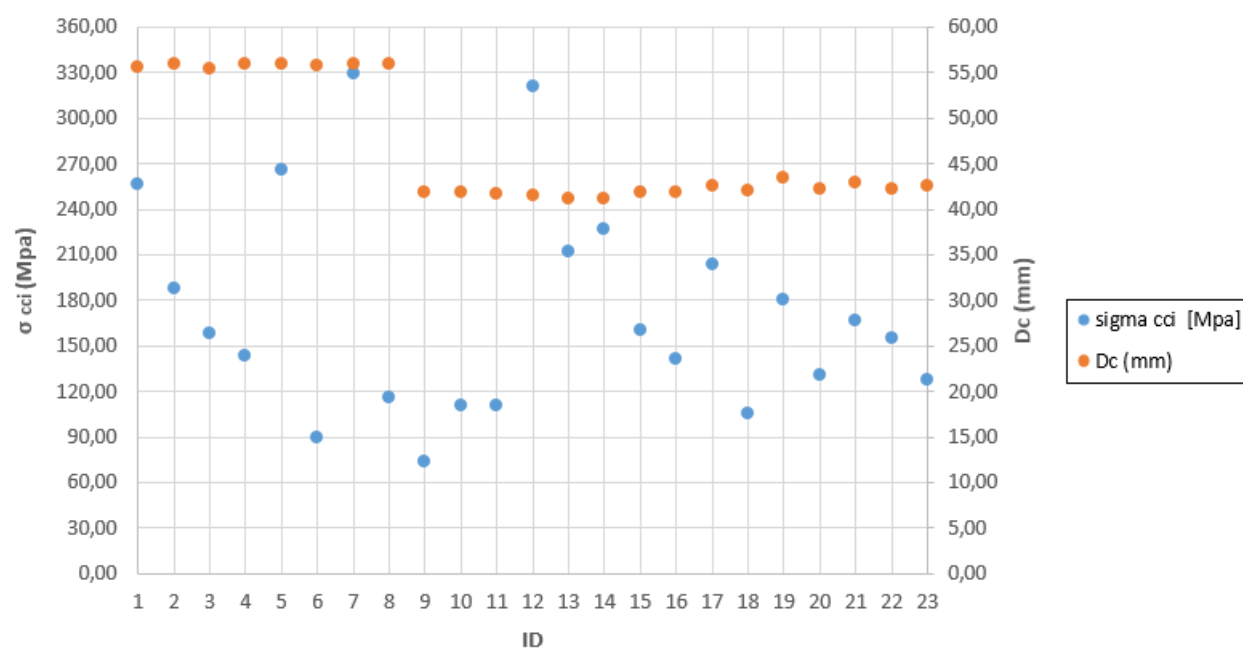


Figura 3-19. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{cci} (Mpa) vs. diámetro D_c (mm) según cada espécimen de núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

Se organizaron 2 grupos según el diámetro, D_c (mm) de los especímenes sometidos a prueba, como es posible ver a continuación:

- **Grupo 1:** con ID entre 1 y 8 se encuentran los núcleos que hacen parte de este grupo, estos presentan un diámetro promedio D_c de 55,83 mm, pero un rango amplio

de valores a esfuerzo de compresión uniaxial aproximado σ_{cci} , el cual está entre 89,18 MPa y 329,40 MPa, y,

- **Grupo 2:** los núcleos con ID entre 9 y 23 componen este grupo. El mínimo valor de σ_{cci} es de 73,86 MPa (corresponde con el núcleo 9) y el máximo valor de σ_{cci} es de 320,97 MPa (corresponde al núcleo 12).

Se construyó la figura 3-20, basado en los valores del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado, estos valores han sido medidos por el ensayo *PLT* sobre núcleos de roca a media caña y en caña completa, de toda forma, no fue posible ajustar los datos finales obtenidos para los núcleos de media caña al rango de valores hallados para los núcleos de caña completa.

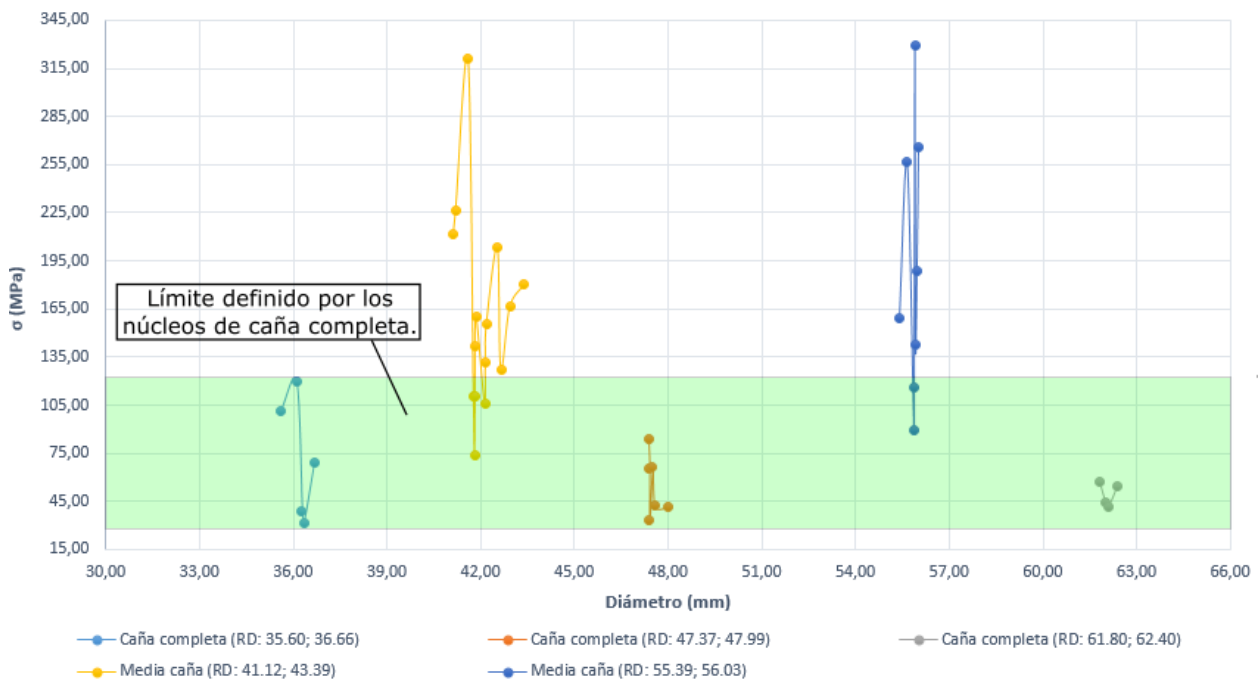


Figura 3-20. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) *vs.* diámetro de cada espécimen en milímetros.

Fuente: Esta investigación.

Es importante reconocer, que el intervalo de resistencia a la compresión uniaxial (MPa) para cada una de las muestras de roca de caña completa está entre: 31,54 MPa y 119,50 MPa. En cambio, para las muestras de media caña el intervalo está entre: 73,86 MPa y 329,40 MPa.

Así, esta diferencia entre los valores máximos y mínimos de los especímenes fallados parte de dos hechos principales, los cuales son:

¹⁷En la figura 3-20, RD: Rango del diámetro (mm).

1. El número de núcleos fallados mediante el método de ensayo de carga puntual no fue grande, fueron 15 núcleos ensayados para caña completa y 23 para media caña. En total 38 especímenes fallados, y,
2. para los núcleos de caña completa se empleó la ecuación 3-6, y para encontrar el valor de σ_{cci} , sin embargo, para los núcleos de media caña, se empleó una configuración matemática similar dada por la ecuación 3-13.

Apoyado en la figura **3-20** y en las tablas **3-2** y **3-3**, se propone realizar un ajuste a la ecuación 3-13, con el fin de que los valores del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña (σ_{cci}) se ajusten al rango que se maneja para los núcleos de caña completa.

La ecuación que se propone para ajustar los valores de σ_{cci} es la siguiente:

$$\sigma_{cci} = 8,3I_{ss}(50) \quad (3-16)$$

Empleando la ecuación 3-16 fue posible establecer nuevos valores del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña (σ_{cci}), como se logran ver en la tabla **3-10**:

<i>ID</i>	<i>SI</i>	D_c (mm)	p (KN)	I_{ss}^{18} (MPa)	K_{ptl}	$I_{ss(50)}$ (MPa)	σ_{cci}^{19} (MPa)
1	N5 A	55,65	9,54	13,62	1,05	11,14	76,48
2	N5 B	55,97	7,04	9,97	1,05	8,18	81,82
3	N5 C	55,39	5,78	8,45	1,05	6,90	115,83
4	N5 D	55,92	5,33	7,58	1,05	6,22	39,97
5	N4 A	56,03	8,71	14,09	1,05	11,57	26,66
6	N4 B	55,87	3,01	4,73	1,05	3,88	39,84
7	N4 C	55,90	11,31	17,46	1,05	14,32	51,18
8	N4 D	55,88	3,97	6,13	1,05	5,03	57,94
9	N1 A	41,80	1,97	4,46	0,92	3,21	38,12
10	N1 B	41,82	2,70	6,67	0,92	4,80	47,37
11	N1 C	41,77	2,71	6,69	0,92	4,82	56,17
12	N3 A	41,60	7,72	19,44	0,92	13,96	73,42
13	N3 B	41,12	5,16	12,90	0,92	9,21	46,01
14	N3 C	41,20	5,66	13,79	0,92	9,86	60,09

¹⁸Ver ecuación 3-11.

¹⁹Ver ecuación 3-16.

15	N3 D	41,86	4,44	9,70	0,92	6,98	65,04
16	N3 E	41,82	3,71	8,57	0,92	6,17	57,30
17	N2 A	42,54	6,00	12,20	0,93	8,85	92,50
18	N2 B	42,13	3,28	6,36	0,93	4,59	32,18
19	N2 C	43,39	6,25	10,71	0,94	7,84	41,75
20	N2 D	42,15	4,33	7,90	0,93	5,71	118,87
21	N2 E	42,94	5,29	9,94	0,93	7,24	51,60
22	N2 F	42,19	5,76	9,37	0,93	6,77	67,92
23	N2 G	42,65	4,68	7,63	0,93	5,54	96,03

Tabla 3-10.: Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña, ajustado según la ecuación 3-16.

Fuente: Esta investigación.

Con los valores que yacen en la tabla **3-10**, se logró construir gráficamente el comportamiento de cada núcleo, en relación con el esfuerzo máximo alcanzado y ajustado con la ecuación 3-16, esta construcción se presenta en la figura **3-21**.

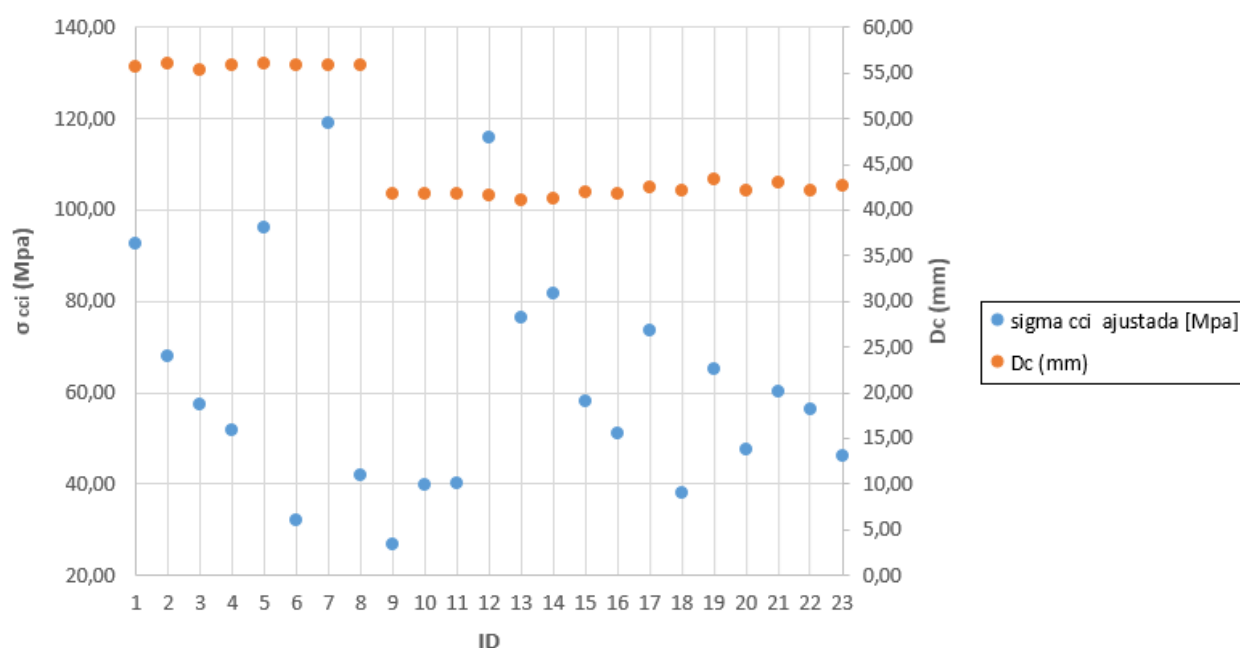


Figura 3-21. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado σ_{cci} (Mpa) (ajustado según la ecuación 3-16) vs. diámetro D_c (mm) según cada espécimen de núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

Debido a los ajustes provocados por la aplicación de la ecuación 3-16), los dos grupos identificados en la figura 3-19 se vieron modificados de la siguiente manera:

- **Grupo 1:** siguen perteneciendo los núcleos con ID entre 1 y 8 y aún con un diámetro promedio D_c de 55,83 mm, pero el rango de valores del esfuerzo de compresión uniaxial aproximado σ_{cci} si varió, ahora este rango está entre 32,18 MPa y 118,87 MPa, y,
- **Grupo 2:** los núcleos con ID entre 9 y 23 aun componen este grupo. El mínimo valor de σ_{cci} pasó de 73,86 MPa a 26,66 MPa (correspondiente al núcleo 9) y el máximo valor de σ_{cci} pasó de 320,97 MPa a 115,83 MPa (correspondiente al núcleo 12).

Por tal motivo, en la figura 3-22 presentada a continuación, se ilustra el comportamiento ajustado del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña, empleando la ecuación 3-16.

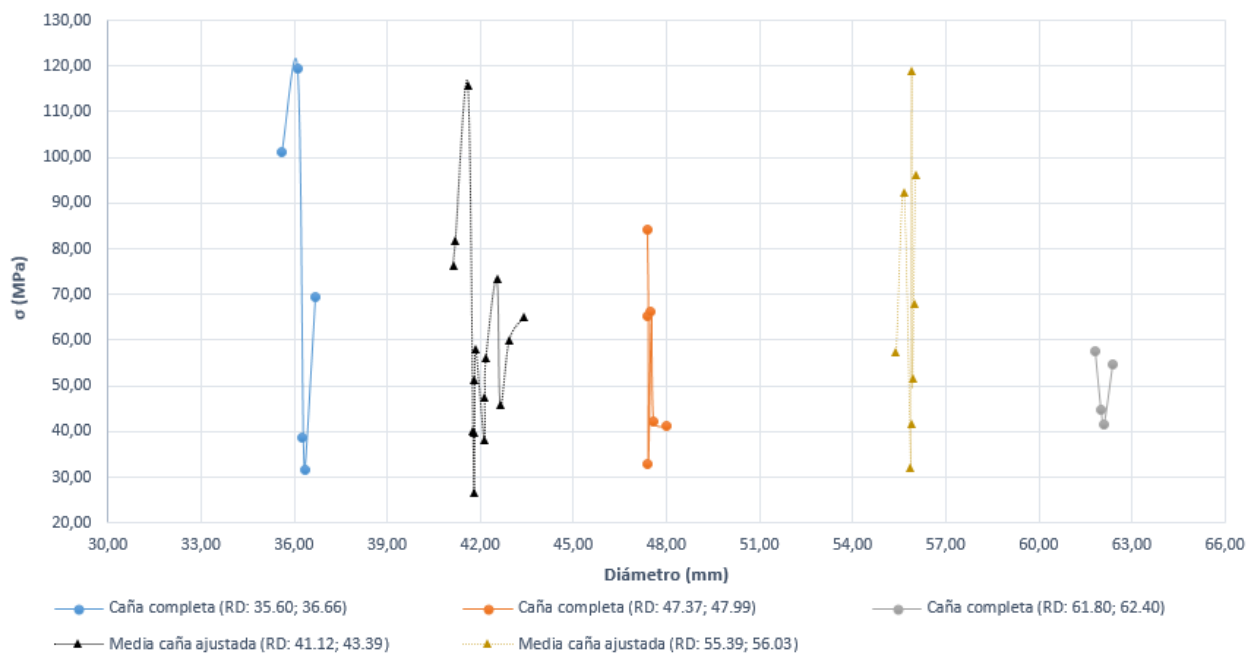


Figura 3-22. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) vs. Diámetro de cada espécimen (mm), ajustado con la ecuación 3-16.

Fuente: Esta investigación.

Luego, se determina que, el intervalo de resistencia a la compresión uniaxial (MPa) para cada las muestras de roca de caña completa sigue estando entre: 31,54 MPa y 119,50 MPa, pero para las muestras de media caña pasó de estar entre: 73,86 MPa y 329,40 MPa, a estar

¹⁹En la figura 3-22, RD: Rango del diámetro (mm).

entre: 26,66 MPa y 118,87 MPa. El rango general, tanto para núcleos de caña completa como de media caña, está entre: 26,66 MPa y 119,50 MPa.

- Datos de laboratorio obtenidos por el ensayo de compresión simple

A continuación se presenta la relación de comportamiento para los núcleos de caña completa, con los datos de profundidad de perforación (PP), fuerza impresa (P) y numeración de cada núcleo de roca (ID), como aparece en la tabla 3-5.

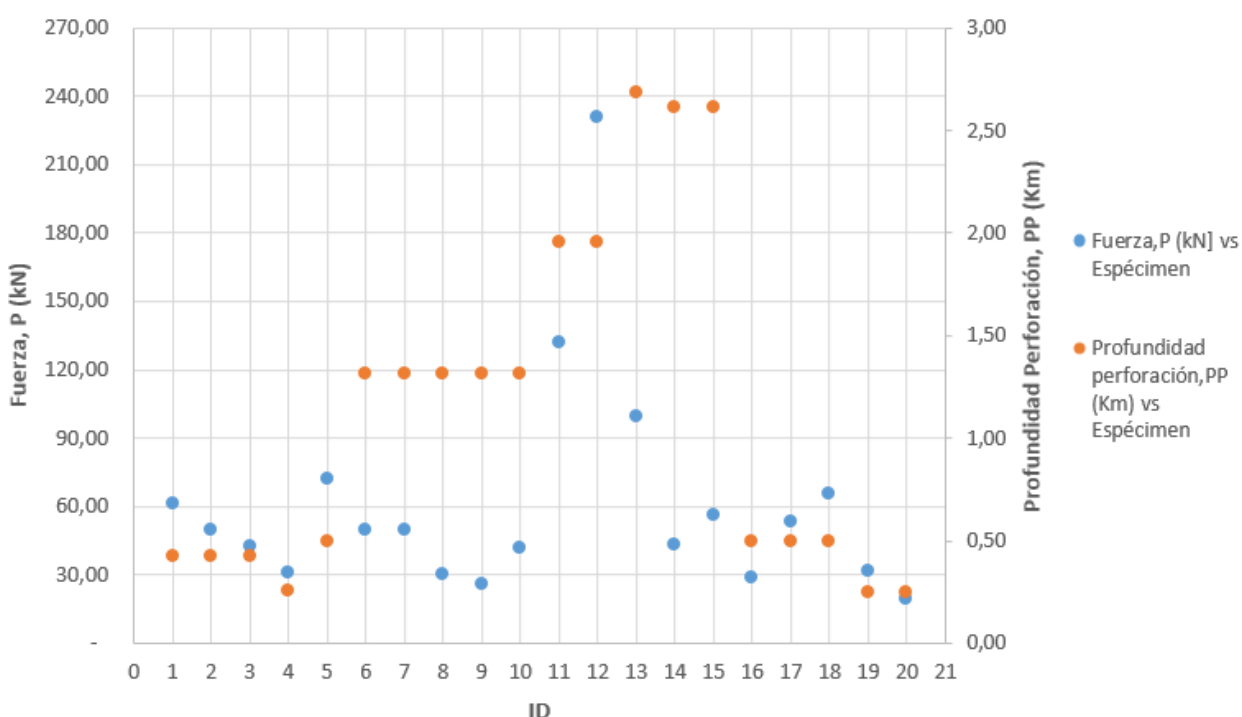


Figura 3-23. Relación de comportamiento de especímenes según ID , profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de caña completa.

Fuente: Esta investigación.

Las siguientes conclusiones fueron basadas en la interpretación de la figura 3-23, presentada con anterioridad:

- **Grupo 1:** este grupo lo componen los núcleos con ID número: 1, 2, 3, 5, 16, 17 y 18, ya que estos fueron extraídos a una profundidad similar, entre 42,4 y 49,4 metros, así mismo el rango de fuerza al momento de la falla (P) está entre 28,57 KN (para el espécimen con ID 16) y 72,14 KN (para el núcleo número 5),

- **Grupo 2:** aquí pertenecen los núcleos con *ID* 4, 19 y 20, los cuales fueron extraídos, en promedio, a 24,96 metros. Para el núcleo con *ID* número 4, la fuerza (P) fue de 31,12 KN, para el número 19 la fuerza (P) fue de 31,40 KN, y, para el núcleo número 20, la fuerza (P) fue de 19,80 KN,
- **Grupo 3:** compuesto por los núcleos con *ID* entre 6 y 10, donde el número 9 presentó la menor resistencia al momento de la falla, soportando una fuerza (P) de 25,74 KN, mientras que, el que más soportó fue el núcleo con *ID* número 6, soportando 49,79 KN. Los 5 núcleos que componen este grupo fueron extraídos a una profundidad de 131,4 metros.
- **Grupo 4:** a este grupo pertenecen los núcleos con numeración 11 y 12, los cuales se extrajeron a 195,9 metros. El rango de valor asociado al esfuerzo al momento de la falla (P) está entre 63,28 KN y 64,03 KN, y,
- **Grupo 5:** este último grupo lo componen los núcleos con *ID* entre 13 y 15, y el rango de fuerza al momento de la falla (P) está entre 47,40 KN (para el espécimen con *ID* 13) y 48,20 KN (para el núcleo número 14). La extracción de estos núcleos se dio, en promedio, a 263,79 metros.

Así como en la figura **3-23**, se relacionan los datos de profundidad de perforación, presión para cada espécimen, según los valores que aparecen en la tabla **3-6**.

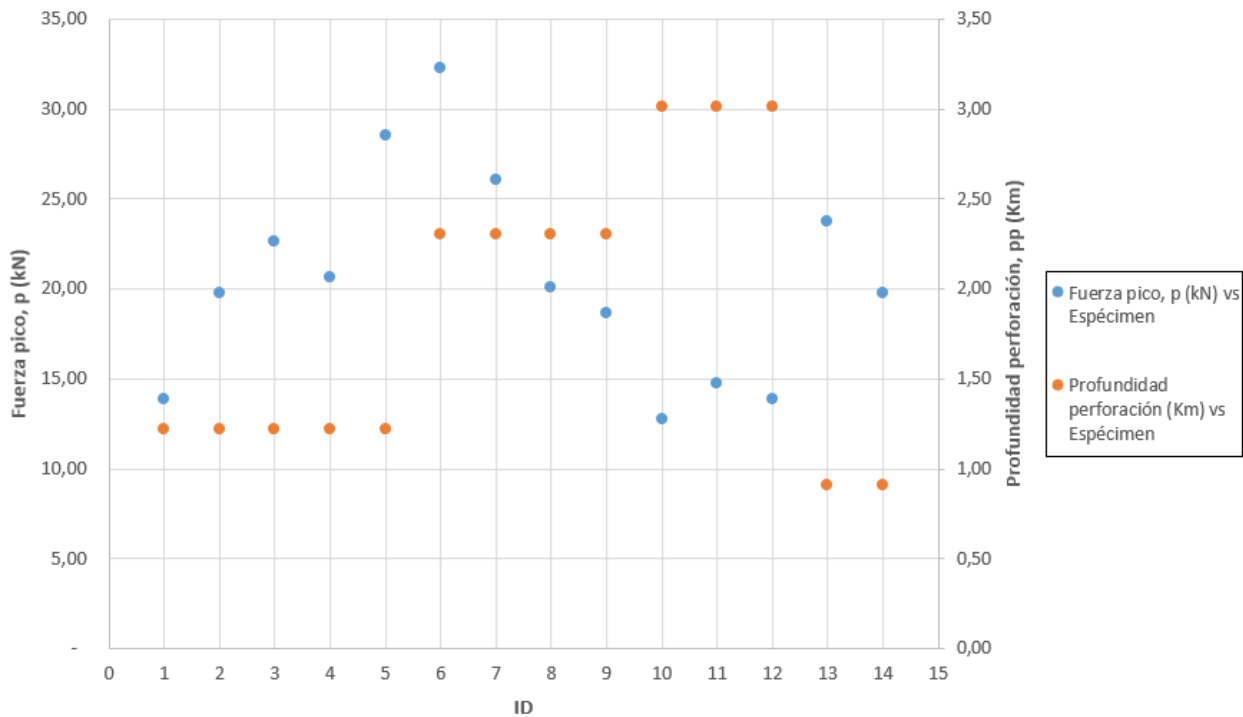


Figura 3-24. Relación de comportamiento de especemínes según *ID*, profundidad de perforación y fuerza al momento de la falla para núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

Las siguientes conclusiones fueron basadas en la interpretación de la figura 3-24, presentadas con anterioridad:

- **Grupo 1:** este contiene a las muestras con *ID* 1, 2, 3, 4 y 5, las cuales fueron perforadas a 121,92 m y presentan un rango de fuerza pico (*p*) entre 13,86 y 28,57 KN,
- **Grupo 2:** pertenecen a este grupo las muestras con *ID* entre 6 y 9 y con un rango de fuerza pico entre 18,67 KN y 32,25 KN,
- **Grupo 3:** este grupo corresponde a las muestras recuperadas a una profundidad de 301,46 metros. El valor a asociado a cada muestra es el siguiente: *ID*: 10, valor *P*: 12,73 KN; *ID*: 11, valor *P*: 14,71 KN y la muestra con *ID*: 12, con valor *P*: 13,86, y,
- **Grupo 4:** la muestra con *ID* número 13 presenta un valor de fuerza pico *P* de 23,76 KN, mientras que la muestra con *ID* número 14 de 19,80 KN. Cabe aclarar ambas muestras fueron extraídas a una profundidad de 90,96 metros.

A continuación, se aprecia el comportamiento del esfuerzo a compresión uniaxial, σ (Mpa), medido en laboratorio mediante el uso de la máquina **3-14** expuesta en la sección 3.2.3, en relación con el diámetro, D_N (mm), de cada espécimen de de caña completa puesto a prueba.

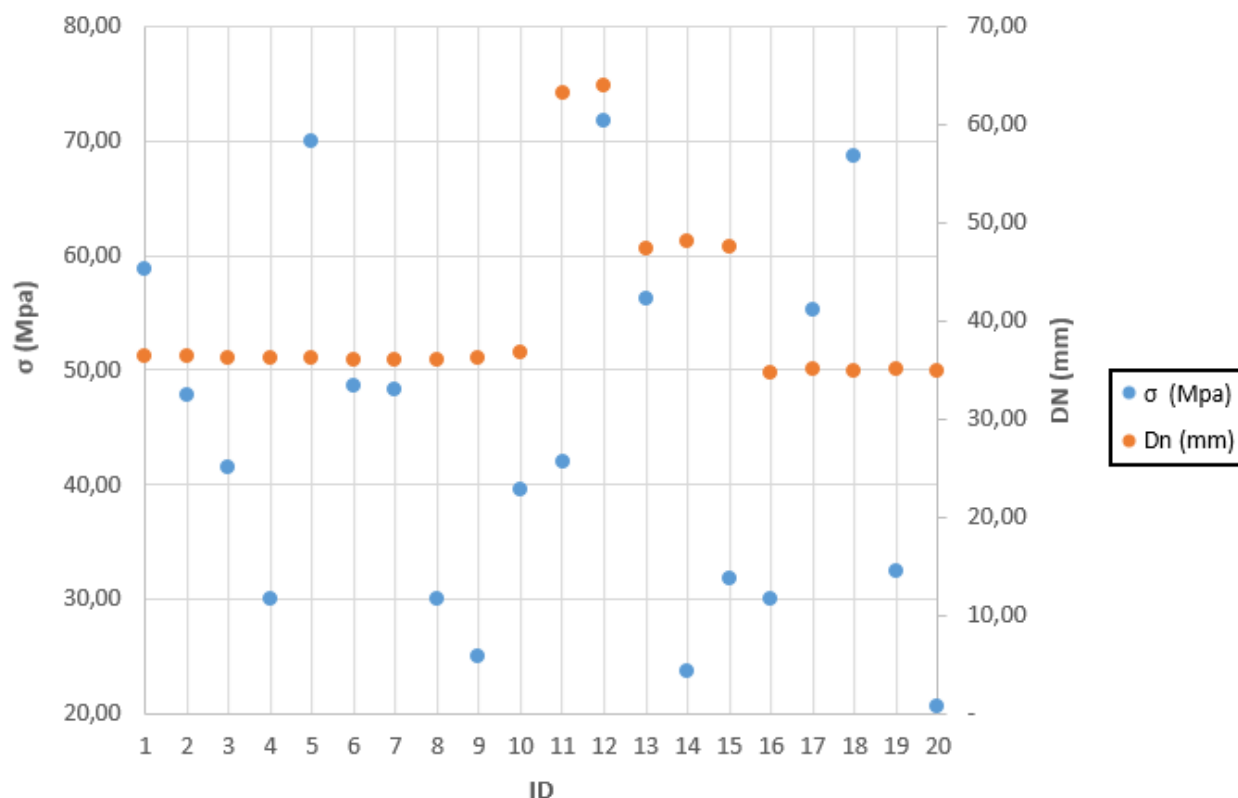


Figura 3-25. Esfuerzo a compresión uniaxial σ (Mpa) vs. Diámetro D_N (mm) según cada espécimen para núcleos de caña completa.

Fuente: Esta investigación.

En la figura **3-25**, de la variación del parámetro de interés, σ (Mpa) en relación con el diámetro de los núcleos, D_N (mm) se puede afirmar que:

- **Grupo 1:** a pesar de que el diámetro, D_N (mm) para las muestras con ID del número 1 al 10, y del 16 al 20 es muy similar (entre 34,8 mm y 36,7 mm), el rango de valores de σ (Mpa), no lo es, en este caso el rango está entre 20,70 MPa y 69,94 MPa, presentando una diferencia de 49,24 MPa,
- **Grupo 2:** los núcleos con ID número 11 y 12 presentaron una resistencia a la compresión uniaxial (σ) de 42,01 MPa y 71,69 MPa, a pesar de tener diámetros similares, diferenciados el uno del otro por 0,75 mm, y,

- **Grupo 3:** se aprecia que las muestras identificadas como 13, 14 y 15 son especímenes de diámetros similares, los cuales son 47,40 mm, 48,20 mm y 47,60 mm. El comportamiento respecto al parámetro de resistencia a la compresión uniaxial (MPa), σ , es parecido al que presenta el grupo 1 y el grupo 2, osea, un comportamiento que tiene un rango de valores entre 23,72 MPa y 56,27 MPa, presentando una diferencia amplia, en este caso de 24,48 MPa.

Basado en la figura **3-26**, se realizó una interpretación sobre el comportamiento de σ_m (Mpa) *vs.* D_n (mm) para núcleos de media caña sometidos al ensayo de compresión simple. La interpretación es la siguiente:

- **Grupo 1:** hacen parte de este grupo los núcleos con *ID* número 10 Y 12. Estos presetan un rango de valores de resistencia a la compresión uniaxial, σ_m (Mpa), entre 7,83 MPa y 8,01 MPa. El diámetro promedio es de 46,22 mm,
- **Grupo 2:** a este grupo pertenecen los núcleos con *ID* 1, 2, 3, 4, 5, 6, 8, 11, 13 Y 14, los cuales presentan un diámetro, D_n (mm), similar, que está entre 50,73 mm y 58,32 mm. El menor valor de resistencia a la compresión uniaxial, σ_m (Mpa), la presentó el núcleo con *ID* número 1, siendo este de 5,74 MPa, y el de mayor valor resgistrado fue de 13,47 MPa, que corresponde con el núcleo número 6, y,
- **Grupo 3:** los núcleos con *ID* número 7 y 9 conforman este grupo, donde, el núcleo 7 se tiene que $D_n = 61,49$ mm y $\sigma_m = 8,76$ MPa, y para el núcleo 9, $D_n = 6,53$ mm y $\sigma_m = 5,89$ MPa.

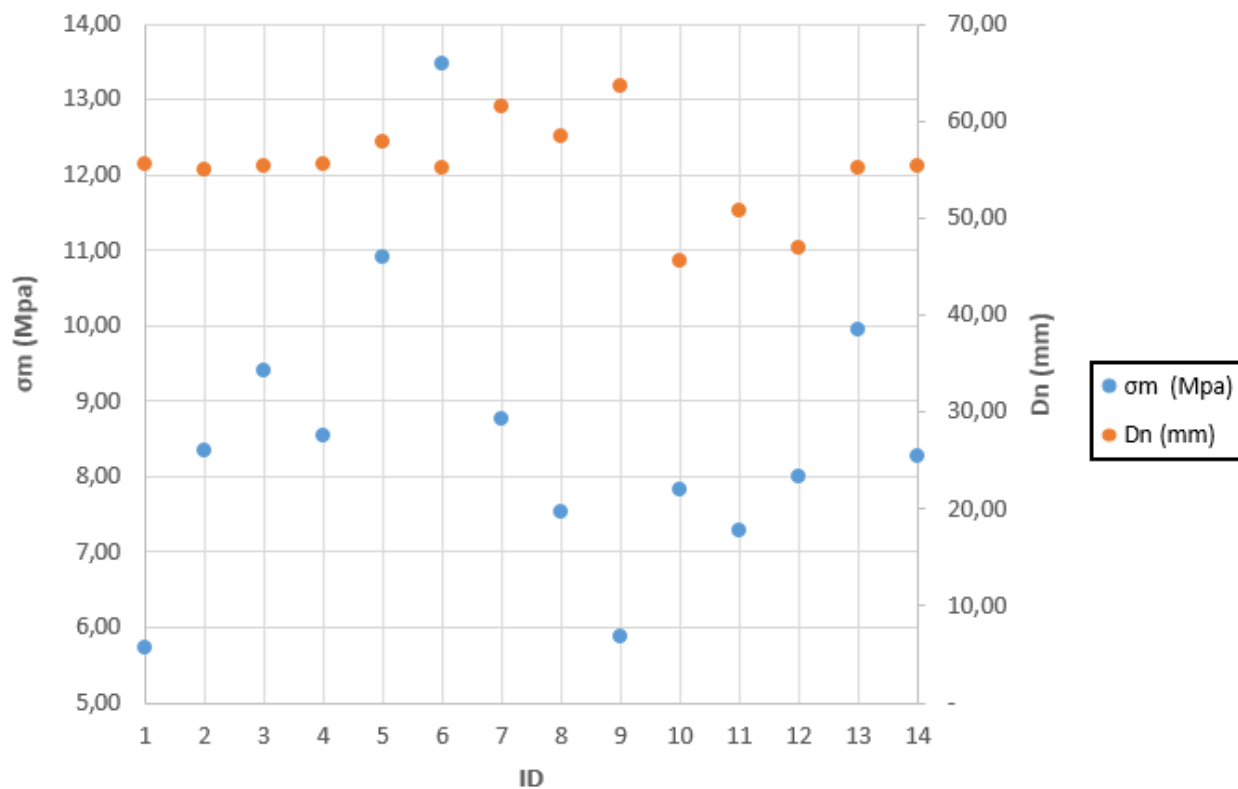


Figura 3-26. Esfuerzo a compresión uniaxial σ_m (Mpa) vs. diámetro D_n (mm) según cada espécimen para núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

En la figura 3-27, se presenta el comportamiento de cada conjunto de núcleos ensayado.

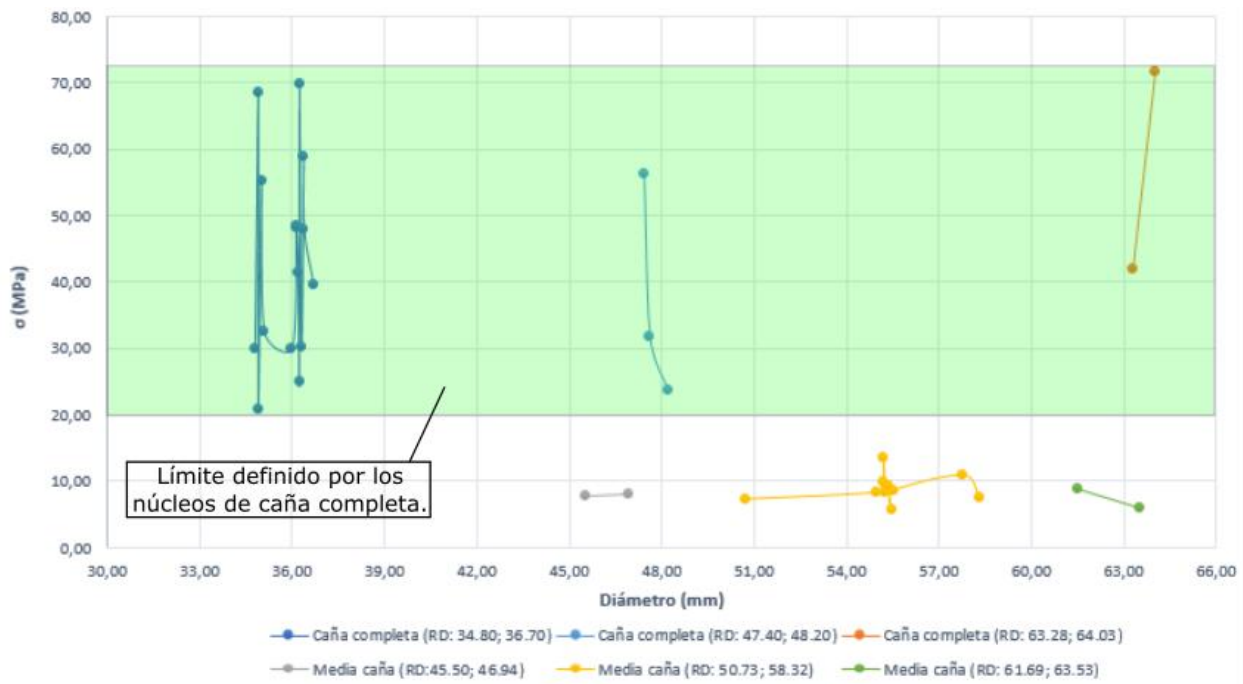


Figura 3-27. Esfuerzo a compresión uniaxial de los núcleos de caña completa y los de media caña (MPa) *vs.* Diámetro de cada espécimen (mm).

Fuente: Esta investigación.

Tras la realización del ensayo de compresión uniaxial a 34 núcleos de roca de caña completa y de media caña, se logró conocer el rango de valores de resistencia a compresión uniaxial de cada uno de estos conjuntos. Para el conjunto de núcleos de caña completa se encontró un rango de valores entre 20,70 MPa y 71,69 MPa, y en cambio, el rango de valores para los núcleos de media caña está entre 5,74 MPa y 13,47 MPa.

Existe una diferencia de 14,96 MPa, entre los valores mínimos exhibidos por los núcleos de caña completa respecto a los de media caña, y de 58,22 Mpa, comparando los valores máximos de los especímenes de cada conjunto mencionado, de los cual se concluye que esta diferencia se da por dos razones fundamentales, las cuales son:

1. El número de núcleos sometidos al ensayo de compresión simple fue de 34 núcleos, de los cuales 20 corresponden a núcleos de caña completa y 14 a núcleos media caña, lo cual sugiere que no se tuvieron muchas piezas de prueba para realizar el ensayo, y,
2. para los núcleos de caña completa se empleó la ecuación 3-15. Para encontrar el valor de σ_m para los núcleos de media caña se empleó la misma ecuación.

¹⁹En la figura 3-27, RD: Rango del diámetro (mm).

Como se logra ver en la figura **3-27**, los rangos de valores de esfuerzo a compresión uniaxial de los núcleos de caña completa y los de media caña (MPa), son muy distintos, esto porque la geometría de los especímenes no es igual.

Aquí se propone realizar un ajuste a la ecuación 3-15, empleada para hallar σ , ya que no es eficiente a la hora de hallar σ_m . Esta propuesta parte del hecho de que las medidas sobre las cuales se imprime la fuerza, p (KN) sobre los núcleos de media caña no es la misma que la aplicada sobre los núcleos de caña completa.

La ecuación que se propone para ajustar los valores de σ_m (MPa) es la siguiente:

$$\sigma_m = \frac{\frac{P}{\pi * \left(\frac{D}{4}\right)^2}}{0,001} \quad (3-17)$$

Donde,

- P : Fuerza pico o máxima soportada por el núcleo de roca (KN), y,
- D : Diámetro del núcleo de roca (mm).

Tras emplear la ecuación 3-17 se establecieron los nuevos valores del esfuerzo a compresión uniaxial para núcleos de media caña, σ_m (MPa), ensayados por compresión simple. Los resultados se observan en la tabla **3-11**, presentada aquí:

ID	SI	PP (m)	D_n (mm)	p (KN)	m (gr)	l (mm)	h (mm)	c (mm)	σ_m^{20} (MPa)
1	N16(1)	121,92	55,45	13,86	17,00	24,20	24,20	55,00	22,96
2	N16(2)	121,92	54,97	19,80	12,30	25,30	25,30	54,80	33,37
3	N16(3)	121,92	55,36	22,63	13,30	25,00	25,00	55,10	37,61
4	N17(A)	121,92	55,52	20,65	14,90	24,80	24,80	55,20	34,12
5	N17(B)	121,92	57,76	28,57	8,40	22,00	22,00	56,10	43,61
6	N18(A)	230,12	55,21	32,25	10,00	21,80	46,20	40,80	53,89
7	N18(B)	230,12	61,49	26,03	10,90	22,10	54,10	40,00	35,06
8	N18(C)	230,12	58,32	20,09	9,70	22,00	49,80	41,20	30,08
9	N18(D)	230,12	63,53	18,67	10,40	21,60	56,20	40,60	23,56
10	N19(A)	301,46	45,50	12,73	6,30	19,80	32,40	41,20	31,12
11	N19(B)	301,46	50,73	14,71	7,90	21,20	40,10	41,30	29,11

²⁰Resistencia a la compresión uniaxial de núcleos de media caña.

12	N19(C)	301,46	46,94	13,86	6,80	19,90	34,90	41,00	32,03
13	N23(A)	90,96	55,18	23,76	19,50	64,30	24,80	54,90	39,74
14	N23(B)	90,96	55,25	19,80	18,30	62,00	25,00	55,00	33,03

Tabla 3-11.: Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña, ajustado según la ecuación 3-17.

Fuente: Esta investigación.

Basado en la tabla **3-11**, se generaron las figuras **3-28** y **3-29**. En la primera se ilustra el comportamiento del esfuerzo a compresión uniaxial σ_m (Mpa) *vs.* diámetro D_n (mm) según cada espécimen para núcleos de media caña.

En la segunda figura se muestra el esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) *vs.* Diámetro de cada espécimen (mm).

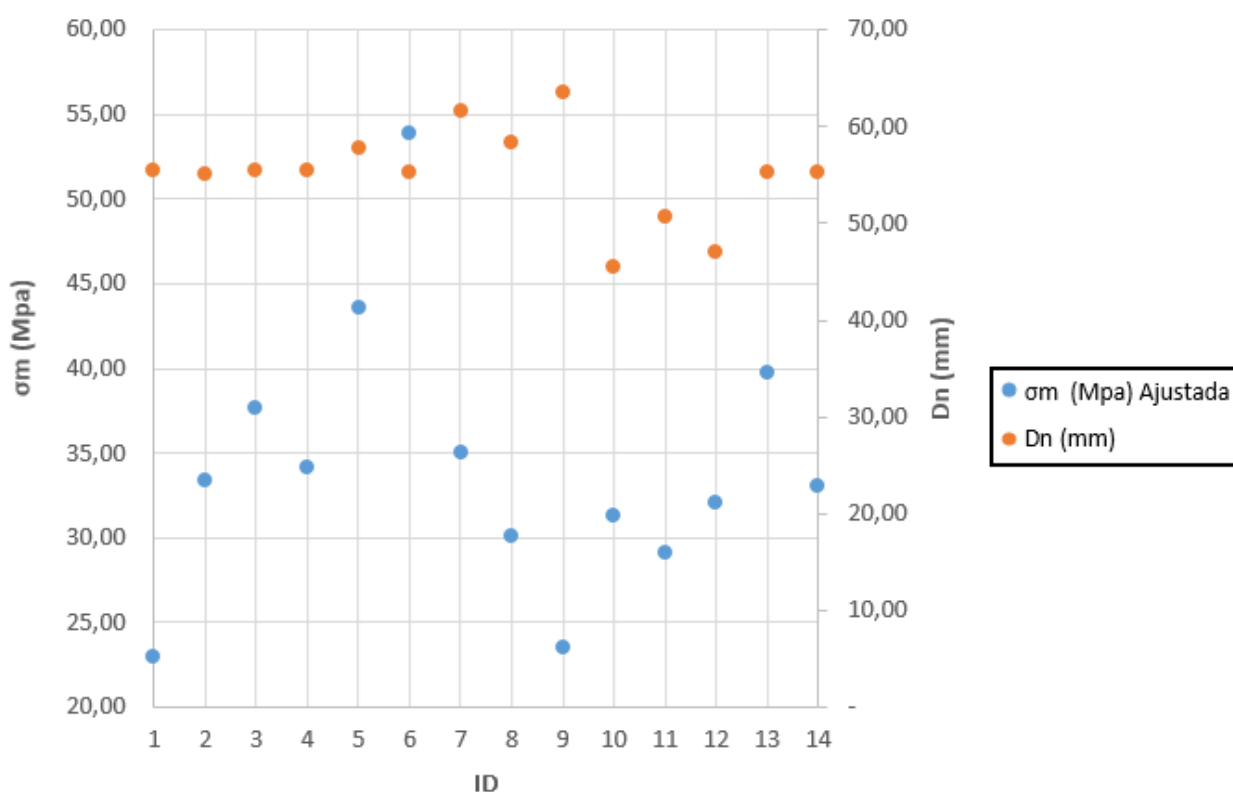


Figura 3-28. Esfuerzo a compresión uniaxial σ_m (Mpa) (tras aplicar la ecuación 3-17) *vs.* diámetro D_n (mm) según cada espécimen para núcleos de media caña.

Fuente: Esta investigación.

En la figura **3-26**, se realizó una interpretación sobre el comportamiento de σ_m (Mpa) *vs.* D_n (mm) para núcleos de media caña sometidos al ensayo de compresión simple. Esta interpretación resultó en la identificación de 3 grupos, los cuales fueron modificados al aplicar la ecuación 3-17, dando como resultado las siguientes características:

- **Grupo 1:** hacen parte de este grupo los núcleos con *ID* número 10 Y 12. Estos presentan un rango de valores de resistencia a la compresión uniaxial, σ_m (Mpa), entre 31,32 MPa y 32,03 MPa, correspondientemente. El diámetro promedio es de 46,22 mm,
- **Grupo 2:** a este grupo pertenecen los núcleos con *ID*: 1, 2, 3, 4, 5, 6, 8, 11, 13 Y 14, los cuales presentan un diámetro, D_n (mm), similar, que está entre 50,73 mm y 58,32 mm. El menor valor de resistencia a la compresión uniaxial, σ_m (Mpa), la presentó el núcleo con *ID* número 1, siendo este de 22,96 MPa, y el de mayor valor registrado fue de 53,89 MPa, que corresponde con el núcleo número 6, y,
- **Grupo 3:** los núcleos con *ID* número 7 y 9 conforman este grupo, donde, el núcleo 7 se tiene que $D_n = 61,49$ mm y $\sigma_m = 35,06$ MPa, y para el núcleo 9, $D_n = 6,53$ mm y $\sigma_m = 23,56$ MPa.

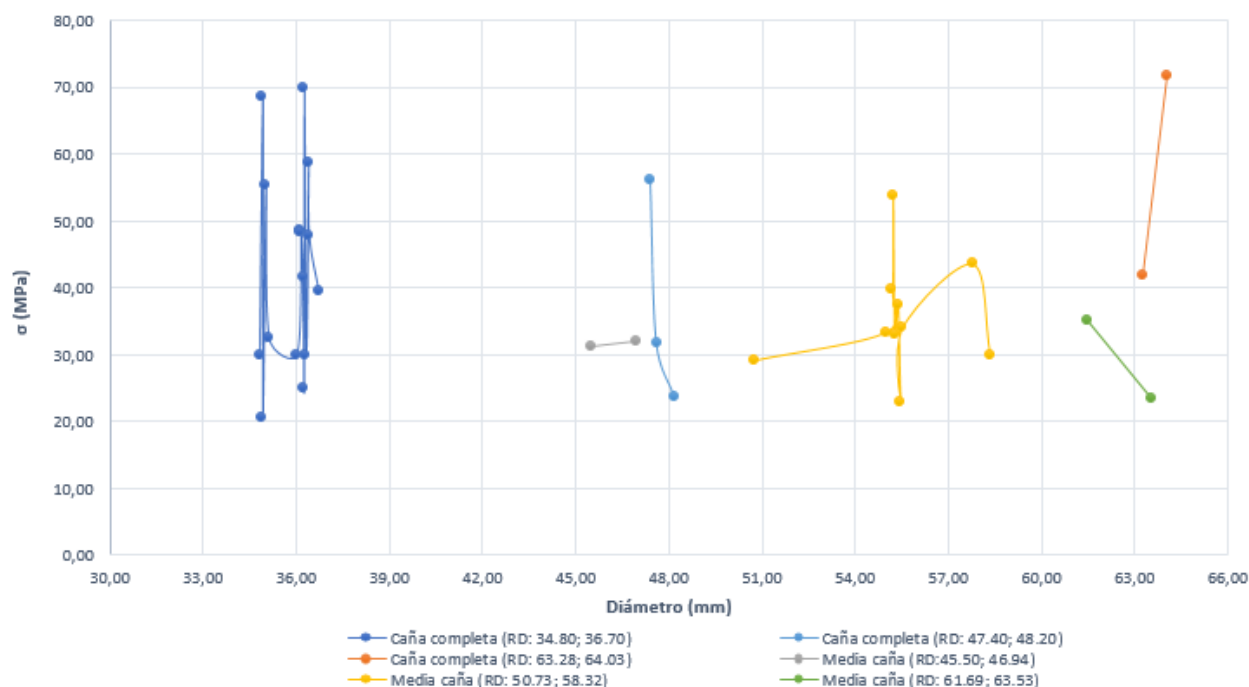


Figura 3-29. Esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de caña completa y de media caña (MPa) *vs.* Diámetro de cada espécimen en milímetros, ajustado con la ecuación 3-17.

Fuente: Esta investigación.

Así como en la figura 3-22, con la aplicación de la ecuación 3-17, se logró que los valores del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña (MPa), se ajusten al intervalo definido por los núcleos de caña completa, ilustrados en la figura 3-27).

De la figura 3-29, se afirma que, el intervalo de resistencia a la compresión uniaxial (MPa) para cada las muestras de roca de media caña pasó de estar entre: 5,74 MPa y 13,47 MPa, a estar entre: 22,96 MPa y 53,89 MPa.

El rango general, tanto para núcleos de caña completa como de media caña, está entre: 5,74 MPa y 71,69 MPa.

²⁰En la figura 3-29, RD: Rango del diámetro (mm).

4. Capítulo 4

Este capítulo nace con el fin de animar al desarrollo de las potencialidades de la investigación en la mecánica de rocas, para, emplear en análisis del entorno minero, por ello, es de obligatoriedad el estudio de los diferentes parámetros típicos de la roca y del macizo rocoso, antes de llevar a cabo el proceso de extracción, con el fin de conocer, anticipar y planear la generación de nuevas fracturas en la masa rocosa y controlar la caídas de rocas o hundimientos en la superficie.

Enfatizando en este suceso, se dan a conocer dos tipos de voladuras típicas en minería subterránea aurífera y se procede a seleccionar uno de estos, el más adecuado, para construir el proceso de reflexión científica. Además que se muestra una breve descripción de los equipos empleados, en el análisis, en la mina «El Gran Porvenir del Líbano».

Partiendo de esta información y basado en la caracterización realizada en el macizo rocoso, tanto con el uso de datos de campo (ver sección 3.1) como de laboratorio (ver sección 3.2), se definen un esquema *de cuele* que se emplea para el diseño de una malla de perforación, convirtiéndose en el insumo de una excelente voladura de roca, la cual no afecte el entorno circundante y provea una cantidad de mineral, definido como óptimo.

4.1. Equipos de la mina

Gran parte de los métodos de minería aurífera en Colombia aún se desarrollan de una manera informal y siguiendo la práctica de la perforación y voladura. Al ser esta operación poco estudiada es implementada en las operaciones mineras con bajos niveles tecnológicos y escaso control ambiental y minero (59). No obstante, este no es el caso preciso de la mina «El Porvenir del Líbano», ya que sus lineamientos para el diseño de voladuras en ella difiere de dichos métodos informales, porque la mina emplea diferentes equipos en el proceso (10) con el fin de desarrollar las actividades de manera eficiente, como maquinaria como.

1. Perforadoras:

- Oprema Ravne Jag Leg, y,
- boart Longyear Jag Leg

2. Tipos de explosivo empleados:

- Indugel plus AP de 32 mm y 26 mm,

- ANFO,
- mecha de seguridad, y,
- fulminante común No.8.

3. Equipo de Cargue:

- Pala neumática EIMCO 12 B,
- coches de 1 Ton,
- carreta,
- pala manual,
- locomotora SERMINSA 2.5 Ton,
- locomotora IMIN 2.5 Ton, y,
- locomotora SERMINSA 2 Ton.

Con estos instrumentos, es viable realizar la descripción de los procesos empleados en el minado:

- Ciclo de avance (perforación y voladura): el arranque de mineral se realiza mediante perforación neumática, empleándose martillos perforadores marca Oprema Ravne Jag Leg y Boart Longyear Jag Leg, gracias a la inyección de aire comprimido mediante un compresor eléctrico Kaeser CSD 125, y el empleo de explosivos Indugel Plus Ap tipo B, mecha de seguridad y detonador común de aluminio No.8, para un avance por evento de voladura de 1,50 m y una tasa promedio de producción mensual aproximada de 2.400 toneladas de roca con mineral aurífero en el promedio, equivale a una producción diaria aproximada de unas 80 toneladas de roca. Para lograr esta cantidad, los machineros perforan los frentes de explotación en la jornada de la tarde, una vez los frentes queden limpios de carga y estén debidamente desabombados, se perforan los frentes, se recogen los equipos e inician la tarea de cargar los barrenos con los explosivos y sus accesorios, luego, para realizar las quemaduras o voladuras a la media noche, horario en la cual no debe haber personal al interior de la excavación subterránea;
- Desabombe y Descargue: el acarreo interno de mineral desde cotas inferiores al nivel cero se realiza mediante el empleo de Skip de 1.500 Kg de capacidad y malacate con motor de 75 Hp. En el nivel cero, se emplea un vagón sobre riel de una tonelada de capacidad y tracción con locomotoras, a la fecha, se cuenta con 30 vagones. Los frenteros son las primeras personas que ingresan en la mañana al frente de explotación e inspeccionan el techo y talabardones, con el objeto de analizar la estabilidad del área. Se acarrea el material, arrancado a las tolvas, al tiempo que desabomba el frente para garantizar la seguridad de los descargadores y posteriormente, de los perforistas, en otro caso, el machinero y su ayudante, ingresan de últimos a perforar una vez el frente esté limpio;

- **Sostenimiento:** en términos generales, la roca de caja corresponde a una roca competente que no demanda empleo de ademes o entibación, tan solo se emplean en las zonas de influencia de fallas geológicas de tipo local. Así, la entibación que se emplea es con madera de las especies Sapán y Sajino con el fin de hacer sostenimiento en puerta alemana. Por eso, actualmente, por dificultades en la adquisición de madera, se emplean arcos metálicos de tres secciones y vigas IP de seis pulgadas para sostenimiento de la mina;
- **Ventilación y drenaje:** la evacuación del agua de infiltración se efectúa mediante el empleo de bombas eléctricas de cabeza hidráulica de 50 m que emplean motores de 3 Hp, 5 Hp, 7 Hp, 10 Hp y 15 Hp, encadenadas en serie; las de menor potencia en los frentes de cada apique y las mayores dispuestas en paralelo en los depósitos de recolección de cada apique. En superficie para conducir el agua a la planta de beneficio, se emplea una bomba de 25 Hp y tres bombas de 15 Hp. El agua del nivel dos por la cual sale toda el agua de la mina, se evacua por gravedad, conduciéndose en el nivel por medio de una cuneta de 30 cm de profundidad y 30 cm de ancho, localizado en la parte inferior de la pared derecha (talabardón derecho). El aire requerido por la explotación es de unos 600 m³, para ello, se emplea ventilación natural y mecanizada de extracción, mediante un ventilador axial con motor de 10 Hp y ductos plásticos de 6 pulgadas de diámetro que conducen el aire a cada uno de los frentes, a fin de garantizar un porcentaje de oxígeno superior al 19% y 6 m³ de aire por hombre por minuto (6 m³ aire/hombre/minuto). Esta ventilación es apoyada por ventiladores centrífugos de 10 Hp y ventiladores axiales de 18 pulgadas de diámetro con motores de 5 HP a 3.200 rpm.

4.2. Parámetros e índices requeridos para el diseño de la voladura

Este proceso de la voladura, ha requerido de la siguiente descripción, puesto que se desarrolla por la necesidad de conocer parámetros e índices que ayuden a comprender de mejor manera el comportamiento del macizo rocoso, y así diseñar una voladura óptima. Es por esto, que se desarrolla una serie de correlaciones teóricas (de diversos autores), partiendo de la caracterización realizada, mediante exploración en campo y el empleo de técnicas de laboratorio (ver sección 3.1 y 3.2).

4.2.1. Índice RQD

El índice *RQD*, por sus siglas en inglés (*rock quality designation*), fue desarrollado por Deere (60), como una herramienta para estimar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso a

partir de testigos de sondaje, y se define como el porcentaje de trozos intactos mayores a 10 cm en el largo total de la perforación (61); (62).

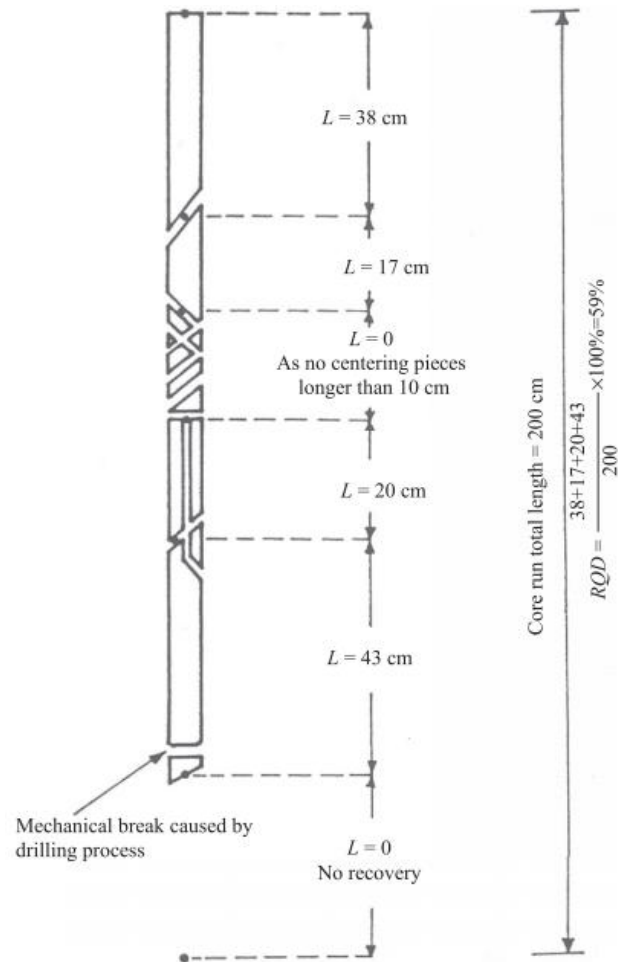


Figura 4-1. Ejemplo de cálculo para un sondaje de 200 cm.

Fuente: (62).

Con el fin de relacionar el índice RQD con la frecuencia de discontinuidades medidas en campo (ver sección 2.4.2), Palmstrom (4) propuso la ecuación 4-1.

$$RQD(\%) = 115 - 3,3J_v \quad (4-1)$$

Donde,

- J_v : Frecuencia de discontinuidades por metro cúbico (4).

Empleando la ecuación 4-1 y suponiendo que las discontinuidades, siguen profundizándose 1 metro en cada zona, se desarrolló la siguiente tabla, donde es posible conocer el valor de RQD (%) del macizo rocoso, y de cada una de las zonas exploradas (ver sección 2.4.3).

ZE ¹	Largo (m)	Ancho (m)	Ventana (m ²)	MF ²	J_v	RQD (%)
1	2,44	2,15	5,25	20	3,81	> 100
2	1,61	1,66	2,67	30	11,23	78
3	2,15	1,71	3,68	31	8,43	87
4	2,40	1,69	4,06	41	10,11	82
5	2,67	1,59	4,25	20	4,71	99
6	4,70	1,50	7,05	38	5,39	97
7	2,11	1,62	3,42	9	2,63	> 100
8	5,37	1,70	9,13	27	2,96	> 100
9	4,51	1,75	7,89	21	2,66	> 100
10	2,48	1,71	4,24	36	8,49	87

Tabla 4-1.: Valor de RQD (%) en cada zona de exploración geotécnica.

Fuente: Esta investigación.

De la tabla 4-1, se puede concluir lo siguiente:

- Valor de RQD (%) promedio: 95,
- valor mínimo de RQD (%): 78, corresponde a la zona 2, y,
- valor de RQD (%) > 100 % se dio en la zona 1, 7, 8 y 9.

El valor de RQD (%) se relaciona con la descripción del estado del macizo rocoso, en términos cualitativos, acorde con la tabla 4-2 presentada a continuación:

No	RQD (%)	Calidad
1	25	Muy mala
2	25 - 50	Mala

¹ ZE : Zona de exploración geotécnica.

² MF : Macrofracturas.

3	50 - 75	Regular
4	75 - 90	Buena
5	90 - 100	Excelente

Tabla 4-2.: Valor de RQD (%) en relación con la calidad de la roca (Modificada de: (63)).

Fuente: (63).

Por lo tanto, según el resultado obtenido en la tabla 4-1 y apoyado en la clasificación de la tabla 4-2, se concluye que, en general, el macizo rocoso presenta, en las zonas de exploración geotécnica investigadas, una calidad Excelente.

4.2.2. Perforabilidad

Si retomamos este principio, se agrega que, la perforabilidad está determinada por tres factores principales, definidos por Persson, Holmberg, and Lee (1994) (64):

1. Tasa de perforación (cm/min),
2. desgaste de la broca, y,
3. vida útil de la broca.

El desgaste de la broca es el resultado de la abrasión por el contacto entre el metal que compone la broca y la roca que se perfora. Ahí, el desgaste aumenta en la medida que la roca contenga mineral de cuarzo u otro mineral con igual dureza o superior (en la escala de dureza Mohs ³) (64).

Por eso, la vida útil de la broca se entiende como el tiempo que dura, en buenas condiciones de perforabilidad, la broca, según la dureza de la roca y el avance de la operación efectivo, comunmente medido en metros.

Con el índice DRI (en inglés *Drilling Rate Index*), se puede estimar la penetrabilidad que tiene un macizo rocoso, y así conocer la velocidad de perforación del mismo. Lo cual en proyectos de ingeniería es muy importante, ya que es un factor determinante del costo de la operación de perforación, claro, en función de la maquinaria necesaria y el progreso esperada de la operación (65).

Luego, el índice DRI (MPa) se correlaciona con dos ecuaciones, la ecuación 4-2 y la ecuación 4-3 (65). Dicha correlación, se da, porque, se conoce el valor de σ de las rocas mediante el ensayo de compresión simple (ver ecuación 3-15), o bien el valor de $I_s(50)$ que se genera

³La escala de dureza de Mohs es una relación de diez minerales, donde el primero es el talco y el décimo es el diamante. El cuarzo es el número 7.

con el ensayo de carga puntual (ver ecuación 3-4). Cabe anotar que cada ensayo debe ser realizado en núcleos de caña completa.

$$DRI = -0,2641\sigma + 87,049 \quad (4-2)$$

Donde,

- DRI en MPa
- $R^2 = 0,71$
- σ en MPa

$$DRI = -5,8726I_s(50) + 86,297 \quad (4-3)$$

Donde,

- DRI en MPa
- $R^2 = 0,71$
- $I_s(50)$ en MPa

Aplicando la ecuación 4-2 al rango de valores de σ , y la ecuación 4-3 al de $I_s(50)$, parámetros de resistencia obtenidos en la sección 3.2.3 y 3.2.2, correspondientemente, se encontró que el valor del índice DRI se mueve en un rango muy similar, independiente de que se correlacione con σ o con $I_s(50)$, como se puede observar en la tabla **4-3**.

Ec ⁴	Mínimo (MPa)	Máximo (MPa)
4-2	55,49	78,72
4-3	55,76	78,25

Tabla 4-3.: Valor de DRI en relación con σ y con $I_s(50)$.

Fuente: Esta investigación.

Con los valores de la tabla **4-3**, se concluye que el valor promedio de DRI es 67,05 MPa, lo

⁴Ec: Ecuación número.

cual clasifica al macizo rocoso, como uno que presenta alta velocidad de perforación, según la siguiente clasificación:

VP ⁵	<i>DRI</i>
Extremadamente lenta	< 27
Muy lenta	28 - 36
Lenta	37 - 48
Media	49 - 64
Alta	65 - 87
Muy alta	86 - 113
Extremadamente alta	> 114

Tabla 4-4.: Clasificación del macizo rocoso en función del valor de *DRI* (modificado de: (66)).

Fuente: (66).

Con el índice *DRI* se calcula la tasa de perforabilidad según la relación de estos, ilustrados en la figura 4-3.

⁵ *VP*: Velocidad de perforación.

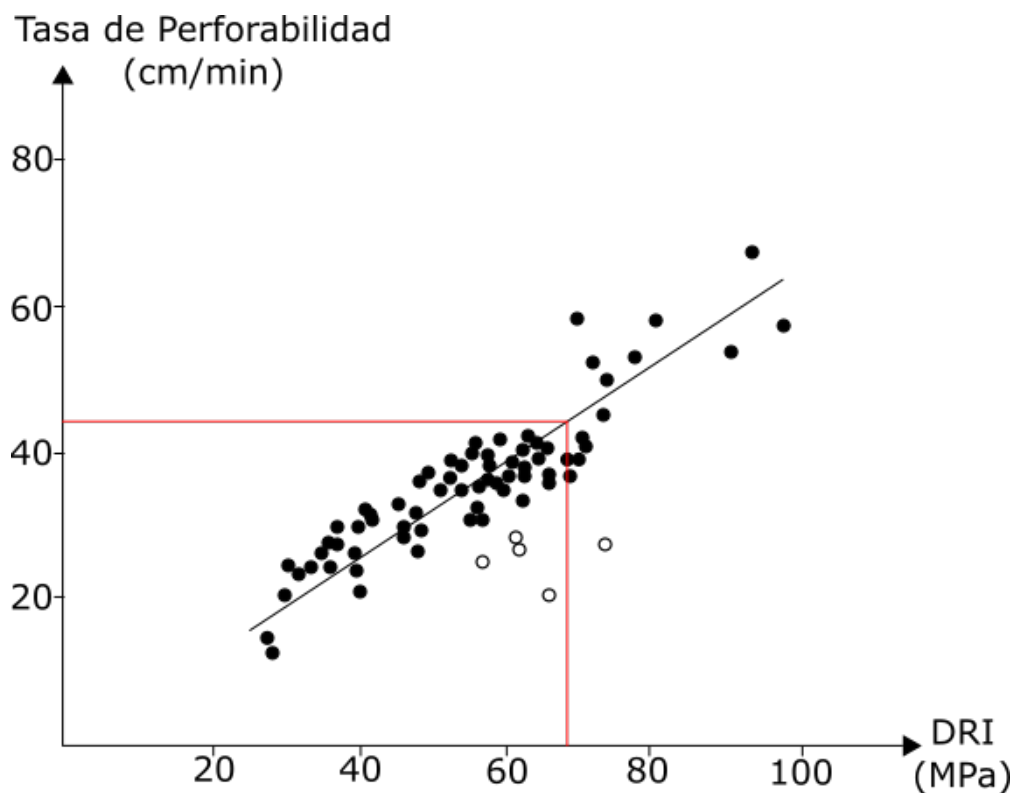


Figura 4-2. Correlación entre el índice *DRI* (MPa) y la tasa de perforabilidad (modificado de (64)).

Fuente: (64).

La abrasión de una roca se calcula a partir de la cantidad de minerales duros que esta contiene. En la sección **2.3.4**, se logró identificar que la base mineral de casi todas las rocas analizadas es el cuarzo, presentando un porcentaje al rededor del 75 %. En la figura siguiente, se indica la relación entre la abrasión de una roca (medida por el índice *AV*) y el porcentaje de cuarzo o de anfibolita que dicha roca contiene.

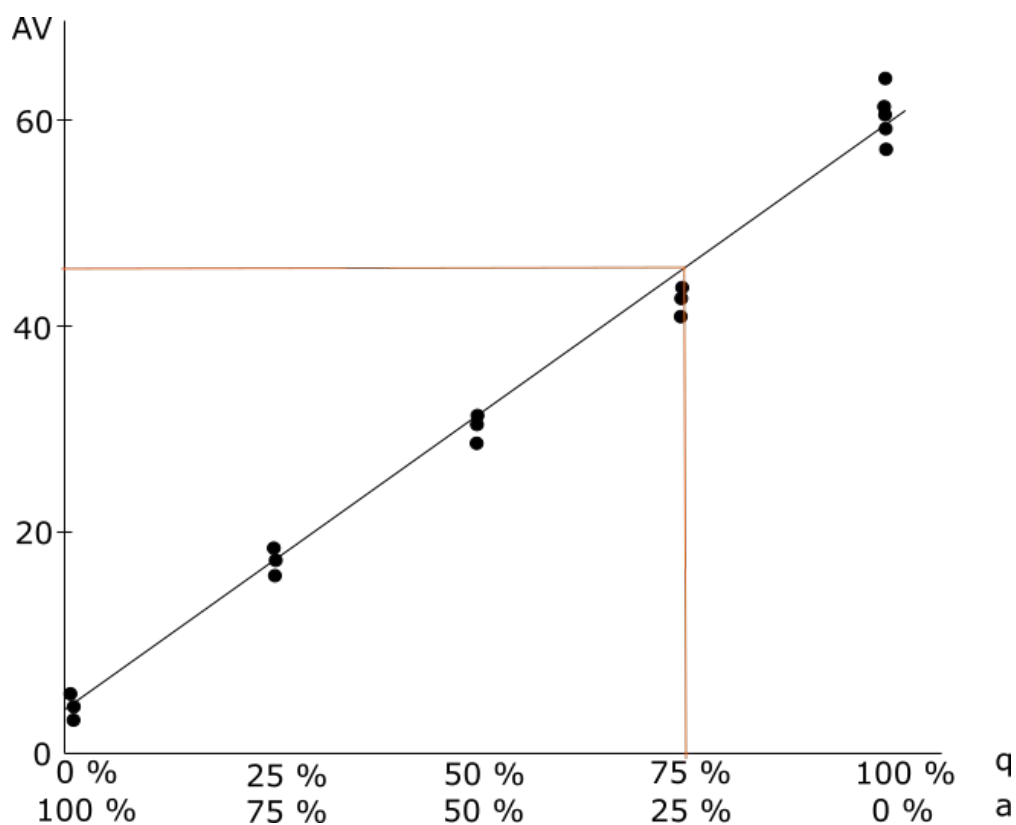


Figura 4-3. Relación entre la abrasión (AV) y el contenido de Cuarzo ($q\%$) o de Anfibolita ($a\%$) en la matriz rocosa (64)).

Fuente: (64).

Por otra parte, el desgaste de la broca se relaciona con el índice DRI mediante el índice BWI (por sus siglas en inglés, *bit wear index*), como se ilustra en la figura 4-4 presentada a continuación:

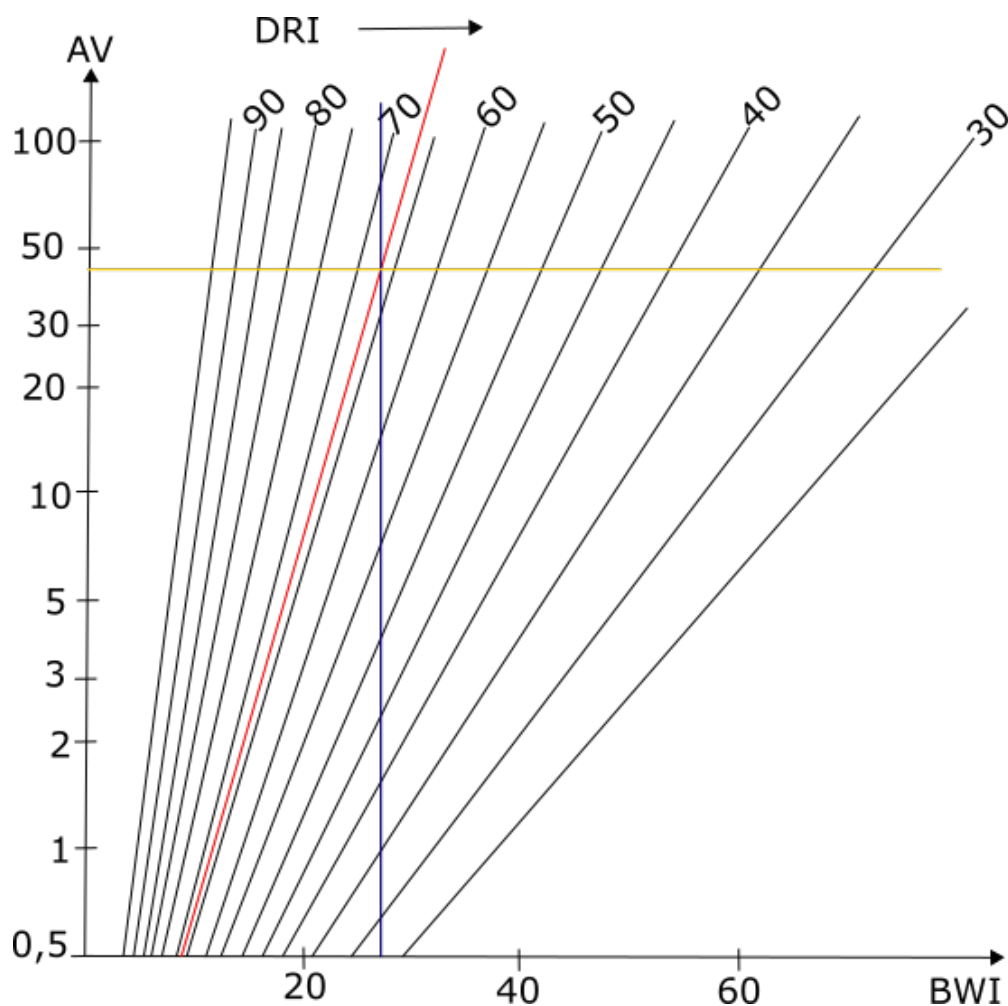


Figura 4-4. Correlación entre el índice DRI (MPa) y el índice BWI (modificado de (64)).

Fuente: (64).

Finalmente, se estima que el índice BWI es de 28, ya que el índice DRI es de 67,05 MPa y el índice AV es de 45. Según estos resultados, se concluye que la tasa de perforabilidad estimada es de 46 cm/min, que da a entender que la perforabilidad es muy alta, pero la tasa de desgaste de las brocas también lo es.

4.3. Generalidades del proceso de perforación y voladura de rocas

Las técnicas más comunes para llevar a cabo dicha acción son: fracturación hidráulica, voladura de rocas y/o la combinación de los dos. La fracturación hidráulica cambia las características del macizo rocoso al inyectar fluidos dentro de los barrenos creando fracturas

adicionales en el macizo rocoso. Por otro lado, la voladura cambia las características del macizo rocoso al propagar explosiones que perturban la masa rocosa mediante la propagación de energía liberada por acción de la formación abrupta de gases provenientes de la combustión del explosivo (67).

En este caso, la perforación de rocas es la primera operación antes de la voladura y posterior procesamiento mineral, que se da luego de conocer las características y propiedades que definen la geomecánica de la zona de explotación. El propósito de la perforación de rocas es abrir espacios en el terreno de manera vertical con una longitud determinada (o con algún grado de inclinación), empleando un equipo que usa el principio mecánico de la roto-percusión. Este equipo realiza las aberturas en forma circular (con un diametro predefinido) según el conocimiento del entorno geológico, las características geomecánicas y las exigencias de producción de la roca o mineral valioso necesario para su procesamiento y posterior venta.

Las aberturas en el terreno son llamadas barrenos (*Blast hole*), en ellos, se insertan cantidades de explosivo determinado según las necesidades operativas, con el fin de proceder a realizar la voladura de la roca y obtener así el material valioso necesario de la producción minera.

La excavación con perforación y voladura en túneles, y otras obras subterráneas, es una de las técnicas más utilizadas desde hace más de un siglo, por tal motivo, es innegable que ha experimentado mejoras tecnológicas, que la hacen competitiva, y en ocasiones imprescindible, frente a la excavación mecánica, sustituyendo a esta o complementándola (68), por lo mismo, y es tanto así, que la voladura de roca ha demostrado ser la etapa de menos gasto energético en el proceso de conminución, ya que en dicha etapa puede lograrse una eficiencia energética entre 15 % y 30 %, en contraste con molienda que la eficiencia energética es aproximadamente 2 %. Con los años, el efecto de la voladura en las etapas posteriores de minería (beneficio mineral) se ha atribuido sólo a los efectos de la distribución del tamaño, lo cual se asocia con reducción de costos en las operaciones posteriores, como son las de metalurgia extractivas (16).

La optimización de la operación de perforación y voladuras que afecta directamente el costo de la operación y los costos operativos totales de las explotaciones mineras, es en la actualidad, una herramienta que le permite a las diferentes empresas explotadoras de los recursos minerales aumentar la vida de sus diferentes proyectos mineros, explotar recursos minerales de menor tenor, incrementar las reservas probadas del mineral de interés y obtener utilidades mayores, entre otros (69). Algunos de los principios más importantes a tener en cuenta para la aplicación de la técnica de perforación y voladura de rocas en las labores mineras bajo tierra son los siguientes (68):

1. El ciclo de trabajo es sumamente intensivo en mano de obra,
2. es una técnica que presta adaptabilidad a la forma del túnel que se desea realizar,

3. en la gran mayoría de casos, los procesos son mecanizados no automatizados,
4. el área de trabajo se puede tornar peligrosa;
5. periodos de tiempo cortos para la movilización de equipos y herramientas,
6. costos de inversión bajos pero costos de mano de obra altos, y,
7. puede realizarse simultáneamente en diferentes puntos, ahorrando así tiempos y aumentando efectividad de las operaciones.

El proceso de voladura de roca se genera por la extensión de las microfisuras y la creación de microfracturas en el material rocoso, estos en función de la tensión inducida por los gases asociados a la voladura, en combinación con las propiedades de la roca (16). Esta combinación genera cuñas y diversas formas de masas rocosas, algunas de las cuales se desprenden y otras quedan en equilibrio pero susceptibles a caídas desde el techo o las paredes del túnel. El tamaño y número de bloques producto de la excavación por el método de voladura de rocas es depende de la calidad de la voladura, es por esto que se da la posibilidad de incurrir en movimientos de masa no totalmente planeados.

Para evitar la caída de bloques de masa rocosa se recomienda realizar una correcta infraestructura de seguridad, entre las que se destacan (68):

1. Nichos de seguridad,
2. nichos contra incendios,
3. galerías de retorno, y,
4. galerías de evacuación.

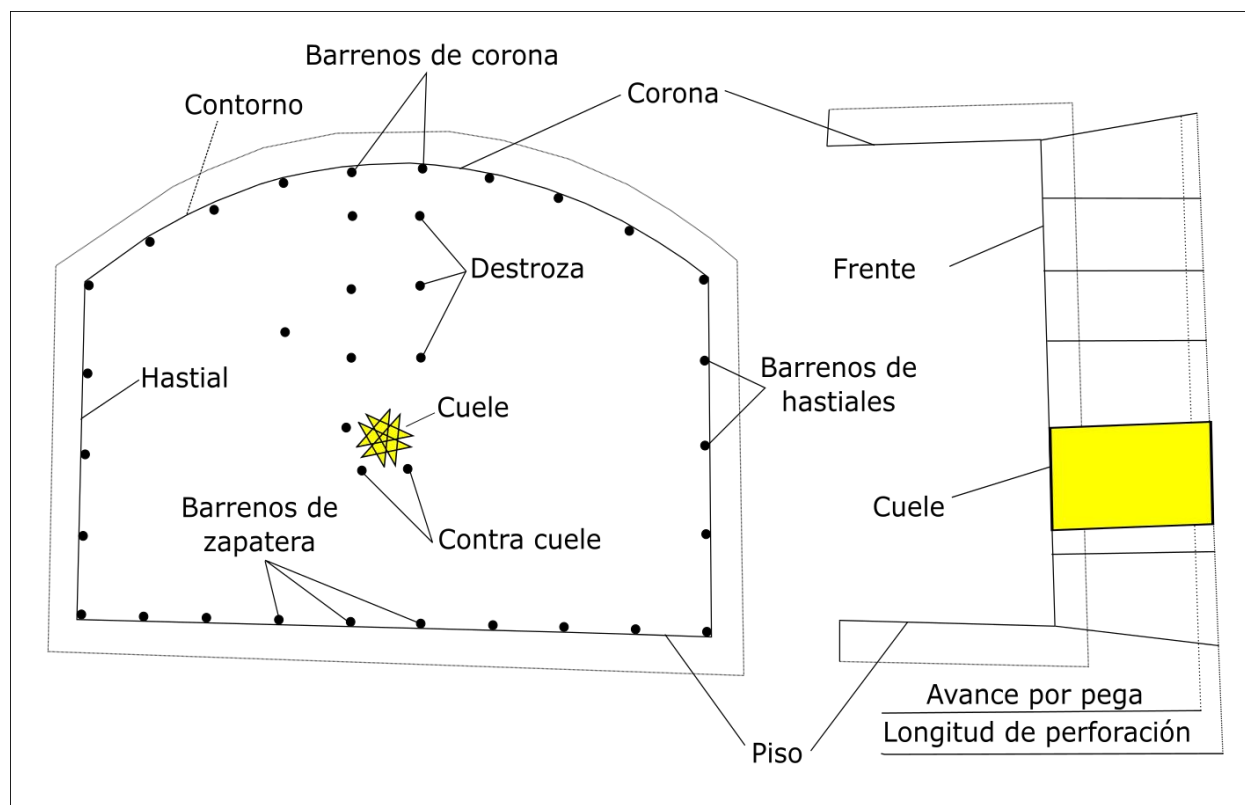
Por otro lado, como las voladuras en túneles se caracterizan por la no existencia inicial de ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de avance, el principio de ejecución se basa en crear una abertura libre con los barrenos del denominado cuele, que es un conjunto de barrenos carados y vacíos de expansión, hacia el cual rompen las cargas restantes de la sección, es por este motivo que se ha encontrado que el grado de microfracturas inducidas por la voladura tiene una relación directa con la proximidad a la fuente de energía. En consecuencia, se espera que las zonas en la proximidad a los barrenos de producción para tener el más alto grado de microfracturas, con respecto a su periferia, además es importante resaltar que dicha generación de microfracturas es un fenómeno físico que también es controlado por factores tales como la forma y el tamaño de los granos, la estructura mineralógica, propiedades elásticas de las rocas y propiedades mecánicas, porosidad natural, y el campo de tensión inducida y el campo de esfuerzos naturales del terreno. Sin embargo, los mecanismos implicados en la generación de microfracturas por acción de la voladura de rocas aún no se han estudiado exhaustivamente (16).

4.3.1. Voldaduras de frente completo y de minado selectivo

Es importante tener en cuenta que al realizar las voladuras en minería se puede realizar de dos maneras, la primera llamada: *de frente completo* y la segunda, que es *de minado selectivo*. Diversos autores ((59); (67) y (70)), han estudiado de forma comparativa, cuál de las formas de intervención, presenta mejores resultados al aplicarse en la minería metálica subterránea, concluyendo lo siguiente:

- Tanto la técnica de voladura *de minado selectivo* como *de frente completo* necesitan detonantes con secuencia de milisegundos integrado en el plan de voladura,
- con la realización de voladuras *de frente completo*, se logra un rápido desarrollo minero en las guías, incurriendo en un mayor desarrollo de reservas y de bloques aperturados,
- a mayor producción, los costos fijos se recuperan rápidamente. Es más rentable realizar voladuras *de frente completo* con separación manual, que hacer voladuras *de minado selectivo*,
- la implementación de la selección manual del mineral en planta, necesitaría de una inversión inicial para la adecuación del botadero, las conexiones de agua necesarias para la labor y una plataforma donde se realizaría el trabajo,
- el consumo específico de explosivos en las voladuras *de minado selectivo* son mayores que las voladuras *de frente completo*. Excepto, que las voladuras *de minado selectivo* aplicadas sobre una veta al costado muestra menores consumos de sustancia explosiva, dado que, ya se tiene una cara libre,
- se puede conseguir una distribución de tamaño más fina mediante la voladura *de frente completo*,
- realizando voladuras *de minado selectivo* se puede proteger más las paredes y el techo, generando mayor soporte natural a los túneles,
- mediante la voladura *de frente completo* se pueden obtener geometrías más idealizadas y con mejores espacios para los trabajadores, caso contrario, sucede con la voladura *de minado selectivo*, con la cual se pueden lograr formas irregulares que podrían afectar en corto y largo plazo la productividad de equipos y trabajadores,
- es más sencillo adaptar una mina al método de voladura *de frente completo* después de que en ella se haya practicado el método *de minado selectivo*, y,
- es posible aplicar las formas geométricas finales relacionada con un minado *de frente completo* a otros análisis de ingeniería de una manera más sencilla, frente a las formas que produce la voladura *de minado selectivo*.

Ahora, las perforaciones *de frente completo* se realizan por el pinchamiento que sufre una, ninguna o varias vetas en la zona de explotación, de hecho, la selección del tipo de perforación y su posterior voladura, se define según la disposición encontrada. Debido a esto, es posible proceder mediante diversas maneras, en la generación de alguna superficie libre en el área de la extracción del material valioso. El esquema gráfico que simplifica el proceder en la perforación de rocas, se ilustra en la figura 4-5, a continuación:



● Barreno

Figura 4-5. Esquema general (modificado de: (68))

Fuente: (68).

Además, se clarifica que, en el presente trabajo se realizó sobre una excavación, determinándose las siguientes medidas geométricas:

- Rádio bóveda del túnel, $R_b = 1,25$ m,
- ancho túnel, $A_T = 2,5$ m,
- altura túnel, $H_T = 3,05$ m,
- altura hastiales del túnel, $H = 1,8$ m,

- sección total del túnel, $S = 6,94 \text{ m}^2$,
- sección de la bóveda del túnel, $S_1 = 2,45 \text{ m}^2$,
- sección de la zona rectangular del túnel, $S_2 = 4,5 \text{ m}^2$,
- perímetro total del túnel, $P = 11,23 \text{ m}$,
- perímetro de la bóveda del túnel, $P_1 = 3,93 \text{ m}$, y,
- perímetro de la zona rectangular del túnel, $P_2 = 6,10 \text{ m}$.

4.4. Diseño de la voladura de frente completo

En esta sección se describe el diseño de los barrenos de cuele, contra cuele, contorno y destroza. Hay que aclarar, que en estas zonas de la voladura, se basan en el conocimiento del área o sección del túnel y la forma en cómo se planea. En la figura 4-5, el lector se lleva una idea de la organización de cada zona, al volar para producir una excavación que cumpla, en el caso minero, con una cantidad de roca con mineral aurífero asociado.

4.4.1. Disposición de barrenos y cargas

- Barrenos del cuele

Un área importante del esquema de perforación y posterior voladura de la roca, es el cuele. Así, puede determinarse que: esta área se puede realizar de diversas maneras, ya que se puede afirmar que en las voladuras en túneles las dos claves del éxito estriban en una correcta ejecución de los cueles, para conseguir buenos avances, y en un buen diseño de los barrenos de contorno, para que la calidad del acabado de la excavación sea la mejor posible y sin dañar la roca remanente (68).

De tal forma que, una vez definida la geometría del túnel para el cálculo del cuele, se procede a calcular el área de los barrenos de expansión, los cuales son similares a los observados en la figura 4-6.

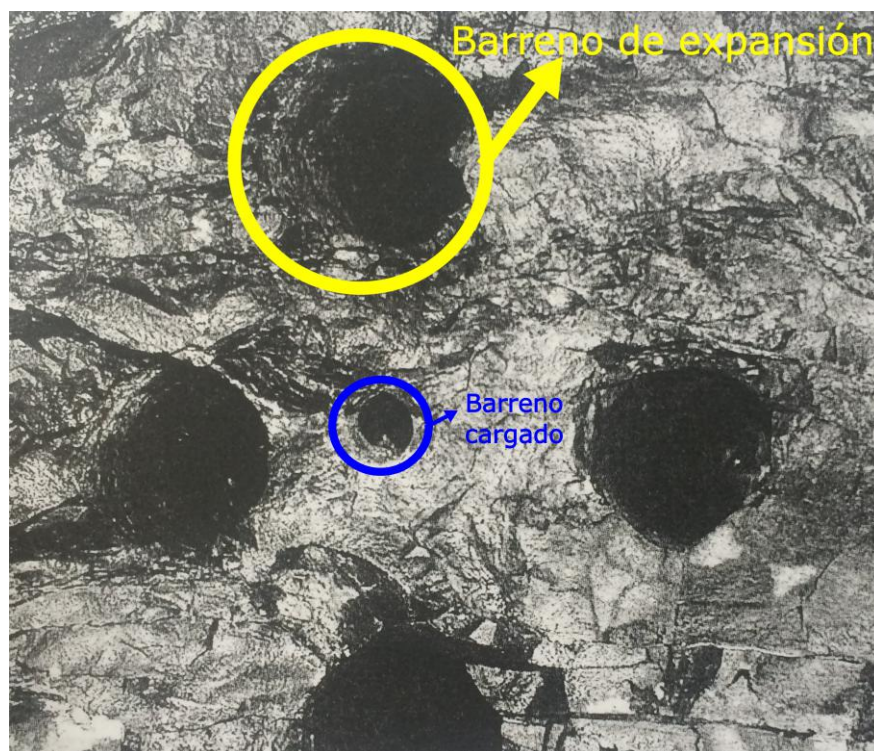


Figura 4-6. Barrenos de expansión y barreno cargado (modificado de (68)).

Fuente: (68).

Para obtener una información precisa, el área necesaria se calcula partiendo de la figura 4-7, donde es posible observar que, existen 4 líneas en el eje de las ordenadas, el primero, partiendo de izquierda a derecha cuantifica la superficie de barrenos de expansión en centímetros cuadrados, por otro lado, el segundo, tercero y cuarto eje, simbolizan el diámetro del barreno de expansión (Θ_{exp}) empleado en la sección (o de los barrenos en caso de ser más de uno); de igual manera, indica el número de barrenos necesario (b_n). En el eje de las abscisas se indica cual es la longitud perforada (l), la cual depende de cada equipo de perforación.

No obstante, se aclara que la nomenclatura para definir el número de barrenos vacíos es b_{nv} , y número de barrenos cargados es b_{nc} .

Teniendo claro lo anterior, la realización de una buena o mala voladura, es función directa del estado de la roca y sus propiedades mecánicas, físicas y químicas, así como del macizo, donde las macroestructuras son las características geológicas que mayor efecto tienen sobre la volabilidad. Es importante resaltar que el manejo de los explosivos y el uso adecuado de los equipos, que en conjunto, son características bastante importantes y que influyen en el resultado de esta operación. Tal como se logra observar en la figura 4-5, la disposición geométrica de los barrenos, así, como la forma del túnel, son el punto de partida, claro, después de conocer el entorno rocoso.

En este sentido, es fundamental conocer cada uno de los aspectos geométricos que interactúan para que la voladura sea efectiva. Pues una de las características geométricas primarias a definir, es la forma e interacción de los barrenos, por esto, es muy significativo conocer el área de ellos y posteriormente, la sección del cuele.

El área de los barrenos de expansión necesaria (S_b) junto con la sección del cuele (S_c) limitan las dos más importantes áreas en la voladura, fuera de la definida como la sección total de la excavación (S). La distancia entre los barrenos cargados y los barrenos de expansión d_i (i varía según las distancias a calcular) y se halla según la geometría planeada de cada cuele (68).

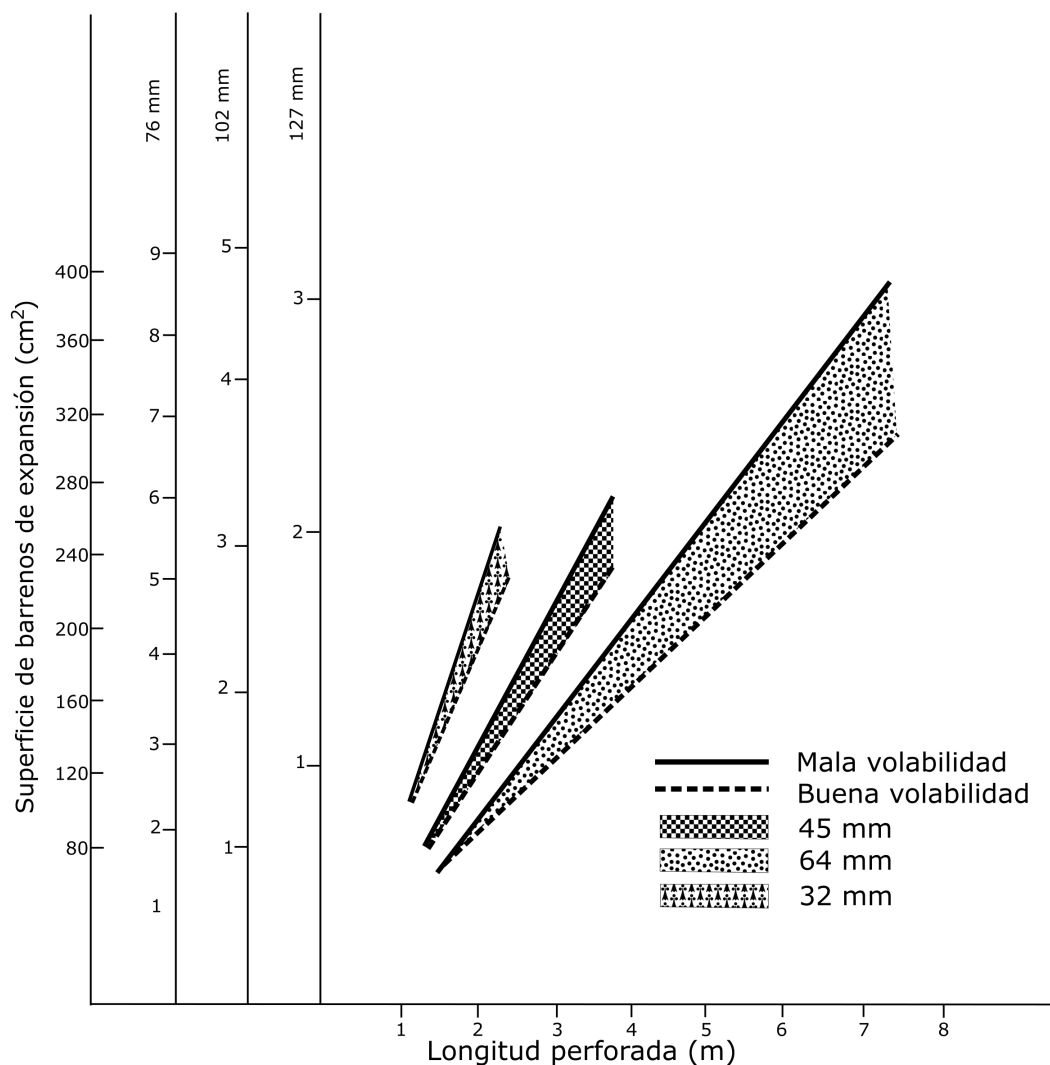


Figura 4-7. Área de los barrenos de expansión necesaria (modificado de (71)).

Fuente: (71).

Como en este caso se empleó un diámetro del barreno de expansión de, $\Theta_{exp} = 78$ mm, y el

del barreno cargado de, $\Theta_{car} = 32$ mm. También, se diseño con una longitud perforada de, $l = 1,5$ m; entonces, el área de los barrenos de expansión necesaria es: $S_b = 152$ cm², según la figura 4-7.

La distancia entre barrenos (m) en relación con la superficie de barrenos de expansión (cm²), se ilustra en la figura 4-8

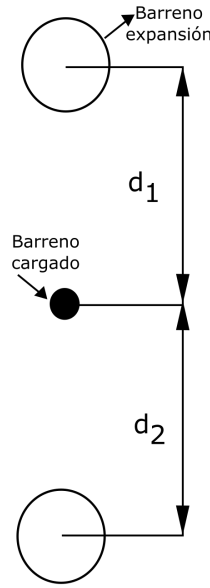


Figura 4-8. Distancia entre barrenos de la primera voladura en el area del cuele, donde $d_1 = d_2$ (modificado de (68)).

Fuente: (68).

El control de la expansión de la voladura del cuele se da en tres pasos, tal como sigue:

1. Se realiza el cálculo mediante la ecuación 4-4 del área a volar a_{v1} (cm²), empleando el diámetro del barreno cargado (Θ_{car}) y de expansión (Θ_{exp}), distancia entre los barrenos cargados y los barrenos de expansión d_i , el número de barrenos necesarios de expansión (b_n),
2. para el cálculo del área necesaria (80 % expansión) a_{n1} (cm²) se aplica la ecuación 4-5, y,
3. calcular el área disponible a_{d1} (cm²)

Las ecuaciones mencionadas son las siguientes (68):

$$a_{v1} = 2\left(\left(\frac{\Theta_{exp} + \Theta_{car}}{2}\right)l\right) - \left(\frac{b_n}{2} \frac{\pi \Theta_{exp}^2}{4}\right) - \left(\frac{b_n}{2} \frac{\pi \Theta_{car}^2}{4}\right) \quad (4-4)$$

$$a_{n1} = a_{v1} - (0,8a_{v1}) \quad (4-5)$$

$$a_{d1} = a_{n1} - S_b \quad (4-6)$$

Ahora, para calcular la voladura hacia los lados (debido a que, los pasos anteriores se hacen para barrenos en forma vertical) de la primera voladura (ver figura 4-8) y de las posteriores, se debe tener en cuenta que la distancia entre el taladro de expansión y los barrenos cargados más próximos no debe exceder $1,7\Theta_{exp}$, con el fin de conseguir una buena fragmentación y una salida satisfactoria de la roca (72).

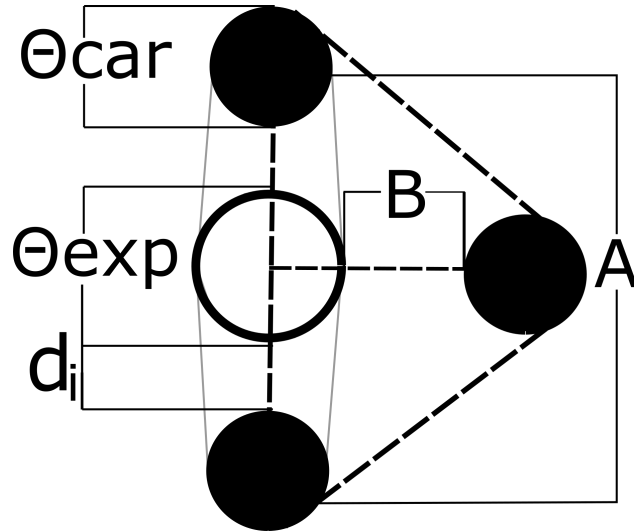


Figura 4-9. Resultados de voladuras para distintas distancias entre barrenos cargados y no cargados (modificado de (72)).

Fuente: (72).

El valor B se puede calcular según Θ_{car} . Si $\Theta_{car} \leq 45$ mm; entonces aplica la ecuación 4-7 pero si $\Theta_{car} \geq 64$ mm; entonces 4-8 (71). Pero es posible encontrarlo geométricamente según la disposición de los barrenos. Cabe aclarar que el valor de B corresponde a la distancia del eje del barreno vacío al centro del eje del barreno con carga (73).

$$B = 1,5\Theta_{exp} \quad (4-7)$$

$$B = 2,5\Theta_{exp} \quad (4-8)$$

El valor A se puede calcular según los valores de d_i , como sigue:

$$A = n(d_i)\Theta_{exp} \quad (4-9)$$

Donde,

- n : Número de d_i . En este caso $n = 2$.

La desviación angular, ϑ (mm), por experiencia es de 10 mm y el error de emboquillamiento, e_r (mm) de 20 mm. Conociendo el valor de ϑ (mm) y de e_r (mm), se calcula el error asociado a la perforación, E_p (m), mediante el uso de la ecuación 4-10 (73). Así que, el error de perforación mide la profundidad real perforada, la cual difiere de l (m).

$$E_p = l\vartheta + e_r \quad (4-10)$$

Donde,

- l : Longitud perforada (m),
- ϑ : Desviación angular (mm), y,
- e_r : Error de emboquillamiento (mm).

Para calcular la concentración lineal de carga para los barrenos (q_l) se emplea la siguiente ecuación (73):

$$q_l = 55\Theta_{car}\left(\frac{B}{\Theta_{exp}}\right)^{1,5}\left(\frac{\frac{B}{\Theta_{exp}}}{2}\right)^{0,4}\frac{c}{PRP_{ANFO}} \quad (4-11)$$

Donde,

- Θ_{exp} : Diámetro del barreno de expansión o vacío (mm),
- Θ_{car} : Diámetro del barreno cargado (mm),
- c : Factor de volabilidad definido por la ecuación 4-12, y,
- PRP_{ANFO} : Potencia relativa en volumen del explosivo empleado, referido al ANFO. Para el Indugel plus AP (32 mm), $PRP_{ANFO} = 143$.

El factor de volabilidad (c) se emplea para conocer la cantidad de explosivo que debe ir, de manera teórica, en cada barreno.

$$c = 1,96 - 0,27Ln(ERQD) \quad (4-12)$$

Donde,

- $ERQD$ (%): Índice de calidad de roca equivalente (%) y se define con la ecuación 4-13.

$$ERQD = RQD(\%)SJF \quad (4-13)$$

El valor del factor de corrección, SJF se establece a partir del uso de la tabla 4-5.

Calidad de la roca	SJF
Fuerte	1
Media	0,9
Débil	0,8
Muy débil	0,7

Tabla 4-5.: Factor de corrección SJF (modificado de (74)).

Fuente: (74).

Por otro lado, el taco por barreno cargado, T se define con la siguiente ecuación (73):

$$T = 10\Theta_{car} \quad (4-14)$$

Finalmente, la carga final por barreno Q_l se calcula con la ecuación 4-15 (73).

$$Q_l = (l - T)q_l \quad (4-15)$$

De hecho, una vez definidos los valores de piedra B (m) y la anchura básica A (m), se define la geometría de la sección del cuele. El tipo de cuele planteado, se basa en ocho barrenos, cuatro con explosivos y cuatro vacíos, como se puede observar en la figura 4-10. La carga que se planea utilizar es de una barra de *Indugel* para cada barreno.

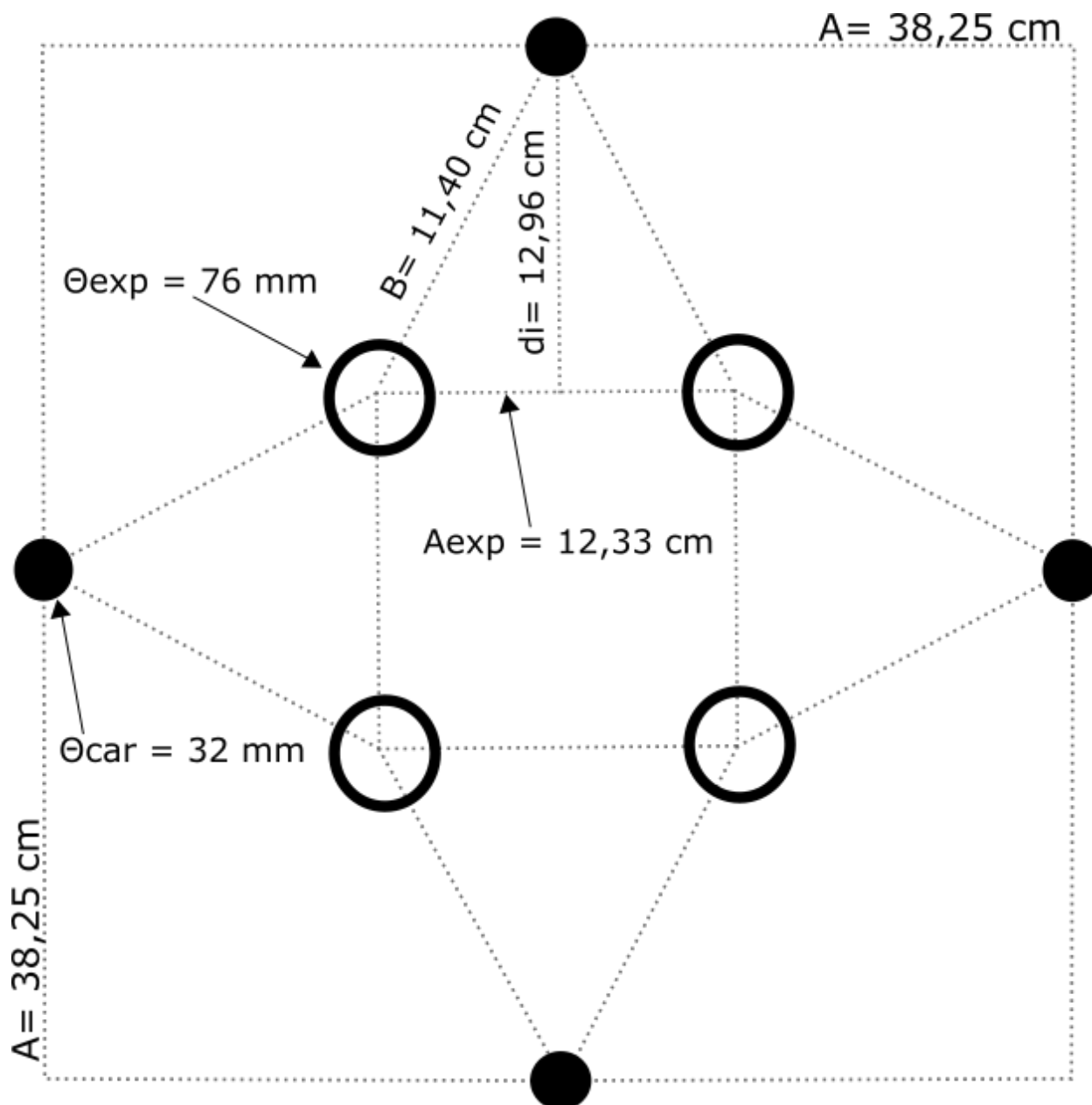


Figura 4-10. Esquema de cuele cuadrado (primera abertura).

Fuente: Esta investigación.

Tras aplicar desde la ecuación 4-4 hasta la ecuación número 4-15, el resultado generado fue satisfactorio (ver tabla 4-6), pero concluye que es necesario realizar un diseño de contra cuele, con el fin de que la primera sección liberada del túnel sea lo más amplia posible, como para que la voladura sea muy efectiva.

Símbolo	Valor	Unidad	Símbolo	Valor	Unidad
Θ_{car}	32	mm	A_{exp}	12,33	cm
Θ_{exp}	76	mm	A	38,25	cm
b_{nv}	4	-	e_r	20	mm
b_{nc}	4	-	E_p	1,48	m
S_b	152	cm ²	ϑ	10	mm
S_c	1.462,96	cm ²	SJF	1	%
d_i	12,96	cm	RQD	95	%
l	1,50	m	c	0,73	-
A_{v1}	1.513,19	cm ²	PRP_{ANFO}	143	-
A_{n1}	302,64	cm ²	q_l	3,10	Kg
A_{d1}	150,64	cm ²	T	32	cm
B	11,40	cm	Q_l	3,65	Kg

Tabla 4-6.: Diseño del cuele.

Fuente: Esta investigación.

- Barrenos de contra cuele

Aparte, como los barrenos del cuele y contra cuele, ya fueron definidos, a continuación se procede a diseñar la disposición y cantidad de explosivo por barreno, en la zona de la zapatera (piso), techo (corona), hastiales y destroza.

La distancia entre la abertura realizada por el cuele, y los barrenos cargados para la próxima área de abertura, se basan en el control de la expansión de la voladura primaria, por ello, se debe tener en cuenta, que el número de barrenos de expansión, en la segunda área de voladura, no es necesario, al menos que se considere un caso contrario.

La geometría del contra cuele, sobre puesta sobre el cuele se logra admirar en la figura 4-11.

Donde,

- En este caso $n = 4$.

El contracuele, para la segunda abertura presenta los siguientes valores:

- $l = 1,50$ m,
- $Sc = 2622,46$ cm²,
- $b_{nv} = 0$,
- $b_{nv} = 8$,
- $T = 32$ cm, y,
- $Q_l = 3,65$ Kg.

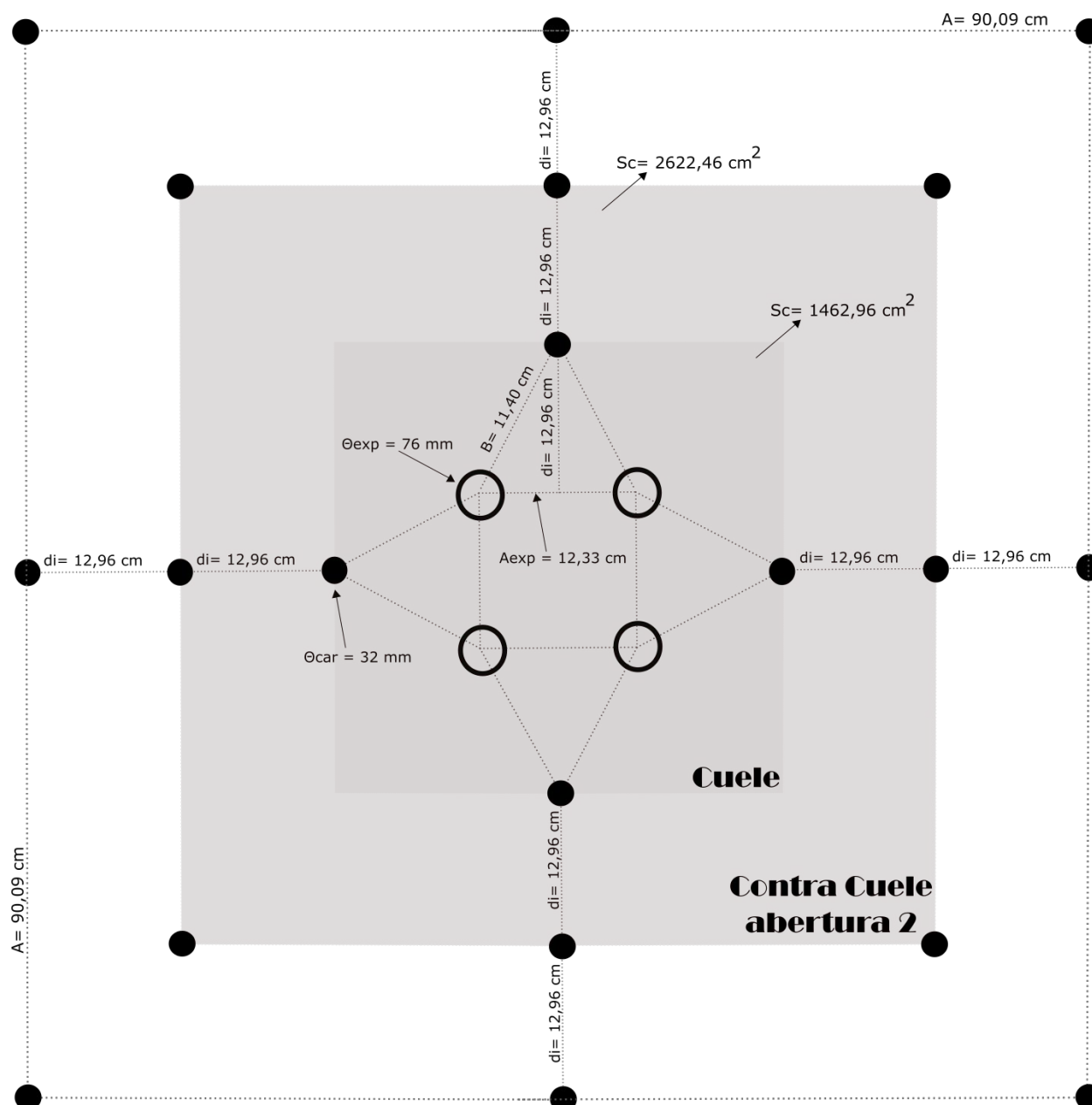


Figura 4-12. Esquema del contra cuele (tercera abertura).

Fuente: Esta investigación.

El valor A se recalcula según los valores de d_i para la segunda abertura, los cuales son iguales a los de la primera voladura, como sigue:

$$A = n(d_i)\theta_{exp} \quad (4-17)$$

Donde,

- En este caso $n = 6$.

El contracuele, para la tercera abertura presenta los siguientes valores:

- $l = 1,50$ m,
- $Sc = 8.166,21$ cm²,
- $b_{nv} = 0$,
- $b_{nv} = 8$,
- $T = 32$ cm, y,
- $Q_t = 3,65$ Kg.

- Barrenos de contorno, zapatera o en piso

Aquí, se establecen nueve pasos para calcular la posición, carga de explosivos, distancias entre barrenos y demás, así:

1. Distancia entre barrenos, d_z (m) (73).

$$d_z = 0,90 \left(\frac{PRP_{ANFO}(q_l)^{\frac{1}{2}}}{fc'} \right) \quad (4-18)$$

Donde,

- f = factor de fijación. Se recomienda emplear el valor de 1,45, y,
- c' = factor de volabilidad ajustado.

2. factor de volabilidad ajustado, c' (73).

$$\begin{aligned} d_i < 1,40m &\longrightarrow c' = c + 0,05 \\ d_i > 1,40m &\longrightarrow c' = c + \frac{0,07}{d_i} \end{aligned} \quad (4-19)$$

3. número de barrenos, b_{cz} (73). Se recomienda redondear al valor entero superior y sin cifras decimales.

$$b_{cz} = \frac{A_T + 2l \sin \gamma}{d_i} + 2 \quad (4-20)$$

Donde,

- A_T : Ancho del túnel (m)
- γ : Ángulo de realce, necesario para alojar el equipo de perforación. Por lo general se estima en 3° por cada 3 m de avance. En este caso, para un avance de 1,5 m, el ángulo de inclinación sería de $1,5^\circ$.

4. longitud de carga de fondo, l_f (cm) (73).

$$l_f = 1,25d_i \quad (4-21)$$

5. longitud de carga de columna del barreno, l_c (cm).

$$l_c = l_f + 10\Theta_{car} \quad (4-22)$$

6. concentración del explosivo para cargar el barreno es q_{cc} (Kg). La concentración depende del tipo de explosivo empleado para la realización de la voladura (73).

$$q_{cc} = l_f \left(\pi \left(\frac{\Theta_{car}}{2} \right)^2 \right) \rho \quad (4-23)$$

Donde,

- ρ : Densidad de explosivo en Kg/m³,
- Para ANFO, $\rho = 0,00085$ Kg/cm³ (75),
- Para Indugel plus AP, $\rho = 0,00121$ Kg/m³ (75).

7. carga del barreno, Q (kg/m) (73).

$$Q = 0,7q_{cc} \quad (4-24)$$

8. carga total del barreno, Q_b (kg/m) (73).

$$Q_b = Q(l_f + l_c) \quad (4-25)$$

- Barrenos de contorno, corona

Aquí, se establecen seis pasos para el cálculo de barrenos en la corona, veamos:

1. Espaciamiento entre barrenos en corona, E_{cc} (m) (73).

$$E_{cc} = 15\Theta_{car} \quad (4-26)$$

2. distanciamiento entre barrenos de la corona, d_{cc} (m) (73).

$$d_{cc} = \frac{E_{cc}}{0,80} - (l \sin \gamma) - e_r \quad (4-27)$$

3. concentración del explosivo para cargar el barreno, en corona, q_{cc} (kg) (ver ecuación 4-23).

4. concentración lineal de cargar el barreno en corona, Q_{hc} (kg) (73).

$$Q_{hc} = 90\Theta_{car} \quad (4-28)$$

5. número de barrenos en corona, b_{hc} (73).

$$b_{hz} = 2\left(\frac{P_1}{E_{cc}} + 2\right) \quad (4-29)$$

Donde,

- P_1 : Perímetro de la bóveda del túnel (m).

6. carga del barreno en la corona, Q_{bhc} (kg) (73).

$$Q_{bhc} = (l - T)q_{cc} \quad (4-30)$$

- Barrenos de contorno, en hastiales

A continuación se presentan seis pasos o secuencias para el cálculo de barrenos de contorno, en hastiales, así:

1. Distancias entre barrenos de hastiales, d_{ch} (m) (73).

$$d_{ch} = H - d_z - d_{cc} \quad (4-31)$$

Donde,

- H : Altura de hastiales (m). En este caso $H = 1,8$ m

2. número de barrenos en hastiales (para cada lado), b_{ch} (m) (73).

$$b_{ch} = \frac{H}{(1,25d_z) + 2} \quad (4-32)$$

3. espaciamiento de barrenos en hastiales (para cada lado), E_{ch} (m). (73).

$$E_{ch} = \frac{H}{2} \quad (4-33)$$

4. carga del barreno en hastiales (para cada lado), Q_{ch} (kg) (73).

$$Q_{ch} = q_{cc}(l_f + l_c) \quad (4-34)$$

5. taco por barreno cargado en hastiales (para cada lado), T se define con la ecuación 4-14,

6. carga final por barreno en hastiales (para cada lado), Q_l se calcula con la ecuación 4-15,

7. longitud de carga de fondo en hastiales (para cada lado), l_f (m) (ver ecuación 4-21), y,

8. longitud de carga de columna del barreno en hastiales (para cada lado), l_c (m) (ver ecuación 4-22).

- Barrenos en destroza hacia hastiales

1. Ancho de la sección de destroza hacia hastiales, A_{dz} (m) (73),

$$A_{dz} = A_T - (S_c^2) \quad (4-35)$$

2. distancia entre barrenos en zona de destroza hacia hastiales, d_{zh} (m) (73),

$$d_{zh} = 0,90 \left(\frac{PRP_{ANFO}(q_l)^{\frac{1}{2}}}{1,20fc'} \right) \quad (4-36)$$

3. número de barrenos en zona de destroza hacia hastiales, b_{dz} (73).

$$b_{dz} = \frac{A_{dz}}{1,25d_{zh} + 2} \quad (4-37)$$

4. espaciamiento de barrenos en zona de destroza hacia hastiales, E_{dz} (m) (73),

$$E_{dz} = \frac{A_{dz}}{2} \quad (4-38)$$

5. taco por barreno cargado en zona de destroza hacia hastiales, T se define con la ecuación 4-14,
6. carga final por barreno en zona de destroza hacia hastiales, Q_l se calcula con la ecuación 4-15,
7. longitud de carga de fondo en zona de destroza hacia hastiales, l_f (m) (ver ecuación 4-21),
8. longitud de carga de columna del barreno en zona de destroza hacia hastiales, l_c (m) (ver ecuación 4-22), y,
9. carga del barreno, Q_{hh} (kg) (ver ecuación 4-25).

- Barrenos en destroza hacia corona

1. Ancho de la sección de destroza hacia corona, A_{dc} (m) (73),

$$A_{dc} = A_T - 2S_c \quad (4-39)$$

2. taco por barreno cargado en zona de destroza hacia corona, T se define con la ecuación 4-14,
3. carga final por barreno en zona de destroza hacia corona, Q_l se calcula con la ecuación 4-15,
4. longitud de carga de fondo en zona de destroza hacia corona, l_f (m) (ver ecuación 4-21),
5. longitud de carga de columna del barreno en zona de destroza hacia corona, l_c (m) (ver ecuación 4-22),
6. número de barrenos en zona de destroza hacia hastiales, b_{dc} se define con la ecuación 4-37, y,
7. espaciamiento de barrenos en zona de destroza hacia corona, E_{dc} (m) se define con la ecuación 4-38.

- Esquema final de la excavación

La configuración final del diseño del túnel minero se muestra a continuación. En esta, se aprecia que se dividió la excavación según las zonas descritas en la presente sección.

Las distancias entre barreno y barreno, o entre la estructura del túnel y los barrenos (en metros), se calcularon con las ecuaciones presentadas anteriormente. De igual manera, se obtuvieron las cargas finales de cada barreno (kg) y el número de barrenos necesarios por cada zona. Los resultados obtenidos se ilustran en la figura 4-13.

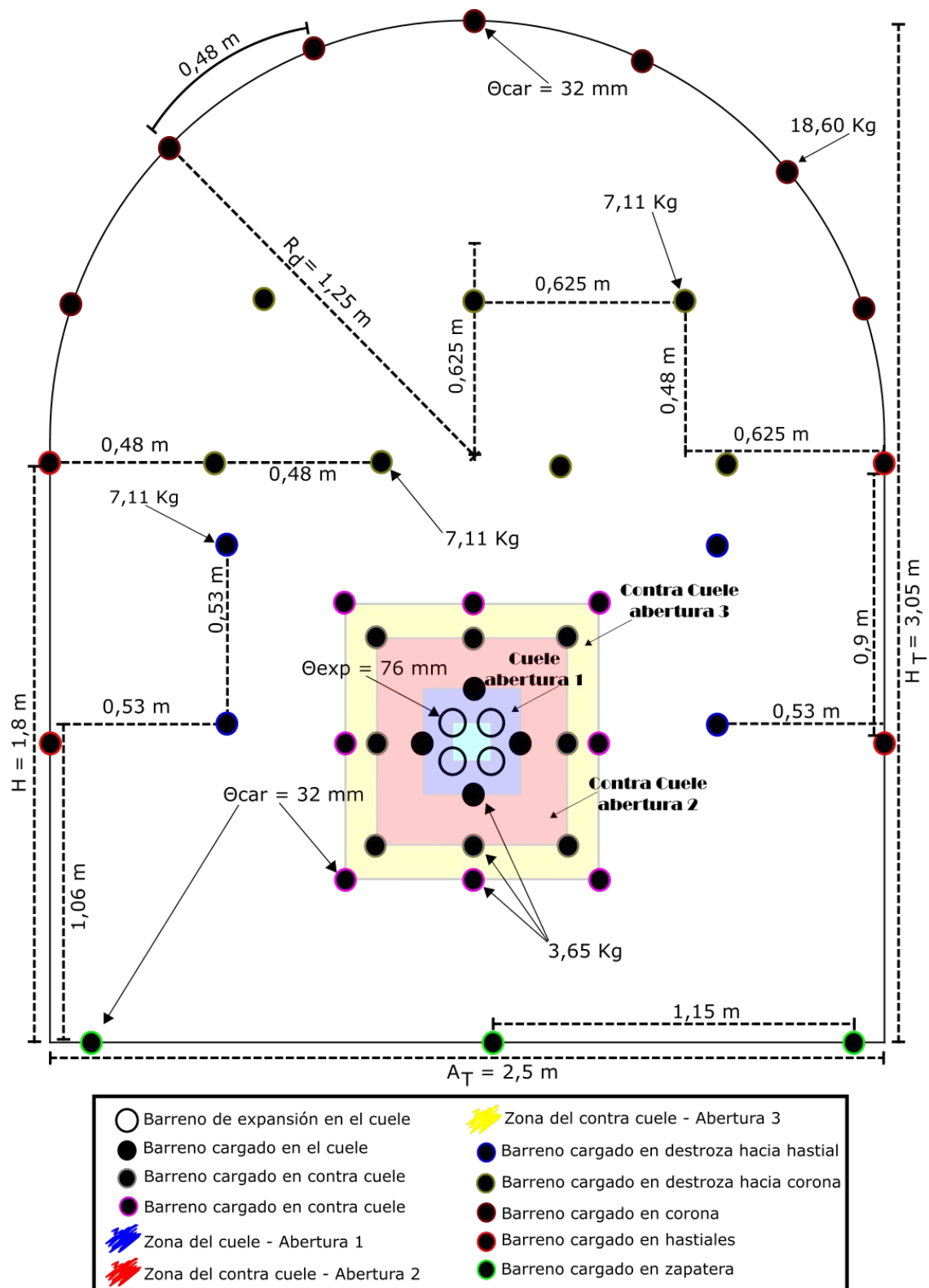


Figura 4-13. Configuración geométrica de la excavación.

Fuente: Esta investigación.

A modo de resumen se presenta la tabla 4-7, donde se encuentran el número de barrenos por zona de perforación y cual es su carga (kg). En esta tabla no se muestra el resultado de cada una de las variables empleadas para llegar al resultado final.

Zona	Nb ⁶	Carga (kg)	Carga por zona (kg)
Cuele	8 (4 de expansión y 4 con carga)	3,65 (la carga es cero para barrenos de expansión)	14,6
Contracuele	16	3,65	58,4
Zapatera	3	7,11	21,33
Corona	8	18,60	148,8
Hastiales	2	10,15	20,3
D_{hh} ⁷	4	7,11	28,44
D_{hc} ⁸	7	7,11	49,77

Tabla 4-7.: Número de barrenos por zona y carga de explosivo (Indugel plus AP (32 mm)) asociada.

Fuente: Esta investigación.

Con los valores de la tabla anterior, se realizaron los calculos correspondientes, referentes al número de cajas necesarias y los cartuchos de *Indugel plus AP (32 mm)*, requeridos por voladura.

Objeto	Valor	Unidad
Volúmen cartucho	219	cm ³
ρ	1,21	gr/cm ³
Cartuchos/Caja	102	-
Masa Caja	27	Kg
Cajas requeridas	13	-
Cartucho requeridos/voladura	1.289	-
Cartucho disponibles/voladura	1.326	-

⁶Nb: Número de barrenos.

⁷ D_{hh} : Destroza hacia hastiales.

⁸ D_{hc} : Destroza hacia corona.

Cartucho sobrantes/voladura	37	-
-----------------------------	----	---

Tabla 4-8.: Número de cajas y de cartuchos de Indugel plus AP por voladura, según la carga por zona (kg), indicada en la tabla 4-7.

Fuente: Esta investigación.

Los cálculos mostrados en la tabla 4-8, indican que tras realizar 41 voladuras, la empresa minera ahorra en la compra de 1 caja de Indugel plus AP, al momento de efectuar la próxima voladura. El número de cartuchos de Indugel plus AP sobrantes de la voladura número 36 sería de 6. Esta conclusión se aprecia en la siguiente tabla.

Voladura Número	Cartuchos excedentes	Cartucho requeridos	Voladura Número	Cartuchos excedentes	Cartucho requeridos
1	37	1289	22	814	1289
2	74	1289	23	851	1289
3	111	1289	24	888	1289
4	148	1289	25	925	1289
5	185	1289	26	962	1289
6	222	1289	27	999	1289
7	259	1289	28	1036	1289
8	296	1289	29	1073	1289
9	333	1289	30	1110	1289
10	370	1289	31	1147	1289
11	407	1289	32	1184	1289
12	444	1289	33	1221	1289
13	481	1289	34	1258	1289
14	518	1289	35	1295	1289
15	555	1289	36	6	1289
16	592	1289	37	43	1289
17	629	1289	38	80	1289
18	666	1289	39	117	1289
19	703	1289	40	154	1289
20	740	1289	41	191	1289
21	777	1289	42	228	1289

Tabla 4-9.: Relación entre cartuchos de Indugel plus AP por voladura (kg), hasta voladura número 35.

Fuente: Esta investigación.

En definitiva, debido a que el diseño del cuele y todo el arreglo correspondiente a la malla de voladura y operatividad en la perforación de roca, es teórica, se recomienda implementar en la mina la presente propuesta, con el fin de saber cual es su efectividad y si mejora la producción de la empresa, puesto que, este es el fin último, en la parte práctica, del presente trabajo investigativo.

Para la ejecución del diseño planteado en un frente completo para producción mineral de oro, se recomienda seguir los siguientes pasos:

1. El primer paso posterior al conocimiento de la roca es el establecer si se encontrará con una zona de buena o mala volabilidad, en este caso se va a considerar una buena volabilidad basado en los hallazgos encontrados en las siguientes subsecciones: **3.2.2**; **3.2.3** y **2.4.2**,
2. se procede a realizar la definición de la sección de voladura y su geometría, para este caso se planea realizar túneles con forma de herradura y con altura H y ancho A_T definida,
3. posteriormente se calcula el área y número de barrenos de expansión. Este cálculo se realizó basado en la figura **4-7**,
4. despues de conocer cual es el área de barrenos de expansión, basado en la figura **4-7**, se procede a calcular el área de control de la voladura según el cuele,
5. se halla la relación entre la piedra B (m) y la anchura básica A (m) de diferentes opciones de geometrías de cuele,
6. una vez escogida la mejor geometría de cuele, se procede a calcular los demás barrenos empleados para la generación de la sección de voladura. Estos barrenos son: contra cuele, destoza, barrenos de zapatera, contorno, hastiales y barrenos de corona, como se puede ver en la figura **4-5**, los cuales ya son definidos en la mina. La propuesta es seguir el diseño geométrico definido en la figura **4-13**, y,
7. finalmente se procede a calcular la secuencia de iniciación y los tiempos de retardo entre cada tiro y se comprueba el estado del macizo y la eficiencia de la voladura en función del cuele propuesto.

En la figura **4-14** se pueden observar los pasos en el diseño de la voldaura en frente completo, desde la voladura del cuele hasta el final de la voladura.

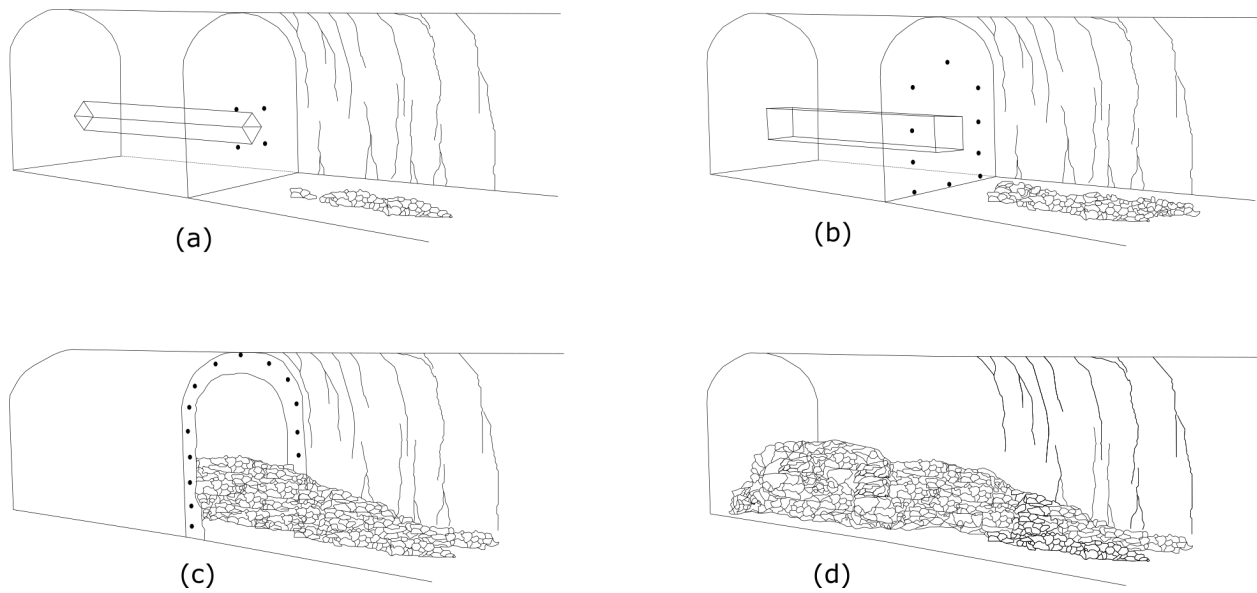


Figura 4-14. Secuencia de voladura en túneles: (a) y (b) voladura del cuele; (c) voladura de los demás barrenos y (d) finalización de la voladura (68).

Fuente: (68).

5. Conclusiones y recomendaciones

5.1. Conclusiones

1. Se llevó a cabo un proceso similar al sugerido por Feng & Hudson, (2010), *Step by step* (7), ya que, de manera general, se presentó la evaluación prospectiva de la zona de estudio, se generó el diseño inicial o preliminar de la voladura, y, se logró proponer recomendaciones para un diseño final de dicha actividad extractiva,
2. se lograron 14 microfotografías, procedentes del análisis petrográfico, con la cuales, se corroboraron, las conclusiones halladas por M. A. Godoy (2005) (20),
3. con respecto al análisis petrográfico incluido en la sección **2.3.4**, se determinó que, la roca minable presenta contenidos de distintos minerales, que, en mayor porcentaje son: Pirita, Galena, Esfalerita, Calcopirita. El mineral de Oro, se encuentra en pequeños porcentajes en la mayoría de las muestras analizadas,
4. tras identificar algunos elementos estructurales al interior de la excavación, se identificaron diversas formas estructurales, que representan la dinámica de la zona de investigación,
5. en relación con los elementos estructurales, estos, fueron medidos con brújula Clair en 10 distintas zonas, que corresponden con paredes y respaldos de túneles explotados, así como, en seis pilares, al interior de la excavación,
6. una vez concluida la campaña de exploración estructural, se lograron identificar, **N = 604** datos macroestructurales,
7. se consideraron **N = 126** datos macroestructurales, como propios de dos zonas de plegamiento, denominados como Plano A (**N = 60**) y Plano B (**N = 66**),
8. en las zonas de plegamiento, se empleó el método de *Two-Axis Ratio Plot*, ya que mediante esa metodología, los datos se ordenan según guirnalda de polos, y se logran analizar por el método de Bingham,
9. en la figura **2-57**, se logró representar el comportamiento del Plano A y del plano B, el primero, presenta una alta dispersión, pero la dispersión es más pequeña, se da, en el caso del plano B,

10. se aprecia que, el Plano A, se comporta como una capa horizontal, mientras que el Plano B es un pliegue similar al de una capa de roca plegada alrededor de 60° , respecto a la horizontal,
11. por otra parte, en la figura **2-59**, se representa el conjunto de polos llamado familia. A este conjunto de polos se lo contorneó empleando el método del 1 % del área sobre la red de Schmidt,
12. al conjunto familia, se le hizo un análisis estadístico con el fin de encontrar el plano que represente el conjunto de polos, del cual se conocerá, su descomposición vectorial y atribuciones matemáticas, basadas en las propiedades de la distribución Fisher (43),
13. la representación vectorial del conjunto familia, mediante la distribución Fisher, exhibe que la orientación, en términos de *Trend/Plunge* igual a 115,4/72,4,
14. es importante, también mencionar que, para encontrar la orientación preferente de los $N = 187$ datos que componen el conjunto llamado aleatorio, también se emplearon, las propiedades de la distribución Fisher,
15. del conjunto familia, y del conjunto aleatorio (ver tabla **2-22** y **2-23**), se expone que, el conjunto denominado familia presenta mayor concentración debido a que, el valor de longitud del vector medio (l), es de 0,9673, y este es más cercano a 1, que el valor obtenido para el conjunto aleatorio, que fue de 0,6845,
16. la información petrográfica y estructural, generaron confianza y seguridad para determinar seis zonas consideradas como interesantes, y que estas, a su vez, son zonas de debilidad, ya que presentan macrofracturamiento y presencia de intrusivos, con mineralización variada (p.e. elementos nativos, sulfuros, sulfatos, silicatos),
17. mediante la inspección en la mina «El Gran Porvenir del Líbano», con el martillo Schmidt tipo L, dentro de 10 zonas diferentes, y tras emplear la ecuación 3-1, así como un adecuado método de procesamiento, se logró identificar que, la resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, presenta un rango de valores entre 5,10 MPa y 12,82 MPa, cuya expresión gráfica, se observa en la figura **3-15**,
18. por otro lado, el ensayo de carga puntual es un método adecuado para calcular el esfuerzo de compresión uniaxial en rocas, σ_{ci} (MPa), mediante el uso del índice I_s , $I_s(50)$ y el factor K_{PLT} , sobre núcleos de caña completa. Tras emplear la ecuación 3-6. En esta investigación, se logró apreciar que, el mínimo valor registrado de resistencia a la compresión uniaxial σ_{ci} (MPa) de los 15 núcleos de caña completa ensayados fue de 31,54 MPa y el más alto de 119,50 MPa,
19. para los núcleos de media caña, el procedimiento que se empleó para hallar el esfuerzo de compresión uniaxial, σ_{cci} (MPa), se basó en los mismos principios que los empleados

- en los núcleos de caña completa, dando como resultado que, el valor mínimo fuera, $\sigma_{cci} = 73,86$ MPa, y el mayor valor registrado, sería de $\sigma_{cci} = 203,45$ MPa,
20. al comparar los resultados, de resistencia a la compresión uniaxial, obtenidos sobre núcleos de caña completa y de media caña, se aclara que, el intervalo, de las muestras de roca de caña completa está entre: 31,54 MPa y 119,50 MPa, y, para las muestras de media caña, está entre: 73,86 MPa y 329, 40 MPa,
 21. la diferencia entre los valores máximos y mínimos de los especímenes fallados, tanto sobre núcleos de caña completa y de media caña, parte de que, primero, el número de núcleos fallados mediante el método de ensayo de carga puntual no fue grande, fueron 15 núcleos ensayados para caña completa y 23 para media caña. En total 38 espécimenes fallados, y, en segundo lugar, que para los núcleos de caña completa se empleó la ecuación 3-6, y para encontrar el valor de σ_{cci} , sin embargo, para los núcleos de media caña, se empleó una configuración matemática similar dada por la ecuación 3-13.
 22. se propuso la ecuación 3-16, y de esta manera, se determinó que el intervalo de resistencia a la compresión uniaxial (MPa), para las muestras de media caña pasó de estar entre: 73,86 MPa y 329,40 MPa, a estar entre: 26,66 MPa y 118,87 MPa. El rango general logrado tras aplicar esta ecuación, tanto para núcleos de caña completa como de media caña, fue de: 26,66 MPa y 119,50 MPa,
 23. en esta investigación, se optó por la realización del ensayo de compresión simple estandar no especializado, sobre muestras de núcleos de caña completa y de media caña,
 24. para encontrar el valor de la resistencia a compresión uniaxial de los núcleos de roca de caña completa, σ (MPa), se empleó la ecuación 3-15, dando como resultado que, el mínimo valor registrado, de los 20 núcleos de caña completa ensayados, fue de, 20,70 MPa y el más alto de, $\sigma = 71,69$ MPa,
 25. para calcular la resistencia a la compresión uniaxial de los núcleos de media caña, σ_m (MPa) se aplicó la ecuación 3-15, y se encontró que, valor de resistencia a la compresión uniaxial σ_m esta entre: 5,74 MPa y 13,47 MPa,
 26. en la figura **3-27**, se aprecia que, los rangos de valores de esfuerzo a compresión uniaxial de los núcleos de caña completa y los de media caña (MPa), son muy distintos, esto porque la geometría de los especímenes no es igual, por lo cual, se propuso, un ajuste a la ecuación 3-15, empleada para hallar σ . La ecuación propuesta es 3-17,
 27. tras aplicar la ecuación 3-17, se logró que, los valores del esfuerzo a compresión uniaxial aproximado para núcleos de media caña (MPa), se ajusten al intervalo definido por los núcleos de caña completa (ver figura **3-27**),

28. el intervalo de resistencia a la compresión uniaxial (MPa) para cada las muestras de roca de media caña pasó de estar entre: 5,74 MPa y 13,47 MPa, a estar entre: 22,96 MPa y 53,89 MPa, luego de aplicar la ecuación 3-17,
29. como se logra ver en el capítulo 4, los equipos empleados en la mina, para la actividad de perforación y voladura, se dividen en: equipos de perforación (2), y equipo de cargue (7), lo cual supone el empleo de 9 equipos, en esta actividad,
30. debido a que el diseño de la perforación requiere de parámetros e índices no hallados con anterioridad, se emplearon correlaciones entre, J_v (frecuencia de discontinuidades por metro), con el índice RQD (%); el valor de σ (MPa), proveniente del ensayo de compresión simple, o bien el valor de $I_s(50)$ (Mpa) del ensayo de carga puntual, sobre núcleos de caña completa, con el índice DRI (MPa), y éste último con la tasa de perforabilidad. También se logró relacionar la abrasión de la roca (índice AV), con el contenido porcentual de mineral de Cuarzo, y finalmente, el índice DRI y el índice AV , con el índice BWI , para conocer el desgaste de la broca en el proceso de perforación,
31. El valor de RQD (%) es de 95 %, y además, que el el macizo rocoso presenta, en las zonas de exploración geotécnica investigadas, una calidad Excelente,
32. se concluye que el índice DRI es 67,05 MPa, lo cual clasifica al macizo rocoso, como uno que presenta alta velocidad de perforación
33. la tasa de perforabilidad estimada es de 46 cm/min, que da a entender que la perforabilidad es muy alta, pero la tasa de desgaste de las brocas también lo es.
34. en este trabajo, la perforación se diseñó mediante el *método de frente completo*,
35. la sección diseñada, tras escoger el método *de frente completo*, se realizó con las siguientes características geométricas: radio bóveda del túnel, $R_b = 1,25$ m, ancho túnel, $A_T = 2,5$ m, altura túnel, $H_T = 3,05$ m, altura hastiales del túnel, $H = 1,8$ m, sección total del túnel, $S = 6,94$ m², sección de la bóveda del túnel, $S_1 = 2,45$ m², sección de la zona rectangular del túnel, $S_2 = 4,5$ m², perímetro total del túnel, $P = 11,23$ m, perímetro de la bóveda del túnel, $P_1 = 3,93$ m, y, perímetro de la zona rectangular del túnel, $P_2 = 6,10$ m,
36. el diseño geométrico de los barrenos de cuele y contra cuele, se presentan en las figuras **4-10**, **4-11** y **4-12**, las cuales generan, inicialmente una sección de 1.462,96 cm² y con la última abertura del contra cuele, un área de 8.116,21 cm², y,
37. la sección final del túnel, que incluye la geometría del cuele, contracule, contorno, destroza hacia hastiales y destroza hacia la corona, se presenta en la figura **4-13**, donde se calculó perforar un total de 48 barrenos.

5.2. Recomendaciones

1. Reconocer los parámetros índice, propios de la mina y su zona aledaña, ya que estos proporcionan un valor que no puede tener un significado mecánico, pero, que puede relacionarse con ciertas características del material rocoso (19), por tal motivo, es importante conocer el rango de propiedades o parámetros índices, ya que, además, reflejan la variedad en su fábrica estructural y de sus componentes. Los parámetros más importantes, de fácil medición y sencilla comprensión, como son: porosidad, densidad, velocidad de onda sónica, permeabilidad y durabilidad (76),
2. para conocer más zonas de interés minero probables para explotación de oro por parte de la empresa, así como para realizar gestión de riesgos, es muy recomendable realizar, en primera instancia, un reconocimiento del terreno más amplio (que abarque todo el terreno propiedad de la empresa), para complementar los datos encontrados en el presente trabajo investigativo, empleando, por ejemplo, geología estructural a mayor detalle respecto a la encontrada en fuentes secundarias, mencionadas en la subsección **2.4.2**. A modo de ejemplo, se recomienda: (32) y (77),
3. se recomienda la realización de una expedición, con el fin de generar, uno o varios modelos de predicción de comportamiento de mineralizaciones, y así guiar las operaciones hacia las zonas ricas en mineral de oro. Para este fin se recomienda realizar dichos modelos basados en interpretación geoestadística del depósito, tal como se ilustra en: (78),
4. todos los modelos empíricos dependen de la cantidad y la calidad de los datos empleados, por esta razón, para fines de diseño, antes de usar las ecuaciones empíricas desarrolladas por diversos autores, se debe comparar con los resultados de las ecuaciones empíricas, con datos de prueba *in-situ*, así como se recomienda en: (79),
5. se recomienda realizar mayor análisis matemático a las ecuaciones 3-16 y 3-17, ya que en este trabajo investigativo solamente se plantea la posibilidad de ajustar los valores de resistencia a la compresión, mediante el ensayo de carga puntual o el ensayo de compresión simple, y,
6. se recomienda la creación del equipo técnico (departamento) de mecánica de rocas, con el fin de lograr una completa interacción entre todos los equipos técnicos ya establecidos en la empresa, ya que además que así se cumple con las recomendaciones para el buen proceso de producción de mineral, siempre en pro de la seguridad general dentro y fuera de los túneles.

Bibliografía

- [1] B. H. G Brady and E. T Brown. *Rock mechanics for underground mining*. Dordrecht; Boston, 3 edition, 2005.
- [2] Pedro Ramírez Oyanguren and Leandro Alejandro Monge. *Mecánica de Rocas. Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, 2007.
- [3] Maday Cartaya Pire. *Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país. (resumen de tesis doctoral/2001)*. Minería y Geología, 22(3), 2006.
- [4] Arild Palmstrom. *Measurements of and correlations between block size and rock quality designation (RQD)*. Tunnelling and Underground Space Technology, 20(4):362–377, 2005.
- [5] John Anthony Hudson and John P Harrison. *Engineering Rock mechanics. An Introduction to the Principles*. Elsevier [u.a.], Oxford [u.a.], 1997.
- [6] B. Shen and N. Barton. *The disturbed zone around tunnels in jointed rock masses*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 34(1):117–125, 1997.
- [7] Xia-Ting Feng and John A. Hudson. *Specifying the information required for rock mechanics modelling and rock engineering design*. 47(2):179–194, 2010.
- [8] Gilberto Sargentón Romero Yoandro Diéguez García, José Otaño Noguel. *Campo tenso-deformacional para voladuras con cordón detonante en el laboreo de túneles*. Minería y geología, 2013.
- [9] PNUD, Gobernación del Tolima, Universidad del Tolima, and Programa de desarrollo y paz del Tolima (TOLIPAZ). *Tolima 2012. Estado de avance de los objetivos de desarrollo del milenio*, 2012.
- [10] Stew Fumerton. *Technical NI 43-101. Report on the el gran porvenir project. Tolima, Colombia*, 2012.
- [11] Alberto Nuñez Tello. *Memoria explicativa - Mapa geológico del departamento del Tolima*, 2001.

- [12] INGEOMINAS. *Geología de la plancha 226. Líbano*, 1976.
- [13] F.M. Gradstein and J.G. Ogg. *Geologic time scale*, 2004.
- [14] T. Kazerani. *Effect of micromechanical parameters of microstructure on compressive and tensile failure process of rock*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 64:44–55, 2013.
- [15] H. Moomivand. *Development of a new method for estimating the indirect uniaxial compressive strength of rock using schmidt hammer*. BHM Berg-und Huttenmannische Monatshefte, 156(4), 2011.
- [16] Hector Ivan Parra Galvez. *Analysis of the state of the art of blast-induced fragment conditioning*. Minerals Engineering, 24:1638–1640, 2011.
- [17] Jenny Rueda and Hernan Madero and Zully Calderón and Néstor Saavedra and Germán Ojeda and Alberto Ortiz and Carlos Piedrahita. *Metodología para determinar densidad de microfracturas en rocas, a partir de parámetros anisótropos. Una aproximación en núcleos sintéticos*, 2010.
- [18] Reza Alikarami, Anita Torabi, Dmitriy Kolyukhin, and Elin Skurtveit. *Geostatistical relationships between mechanical and petrophysical properties of deformed sandstone*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 63:27–38, 2013.
- [19] Ludger Suarez Burgoa., *Descripción del macizo rocoso. Introducción a la ingeniería de rocas de superficie y subterránea*, 2013.
- [20] Marco Antonio Márquez Godoy. *Caracterización mineralógica de la mena y los granos de oro. mina el porvenir del libano*, 2005.
- [21] Martínez Catalán and José Ramón. *Geología estructural y dinámica global*, 2002.
- [22] L. Solé Sugrañes. *Algunas consideraciones sobre el tratamiento estadístico de datos direccionales en geología*, 1977.
- [23] Asociación Colombiana de Ingeniería Sísmica (AIS). *Normas colombianas de construcción y de diseño sismo resistente*, 1998.
- [24] Servicio geológico de Colombia. *Mapa geológico de Colombia*, 2007.
- [25] Alvaro Castro Caicedo and Leandro Alejano. *Levantamiento de estructuras de macizos rocosos*, s.f.
- [26] Javier Lillo and Roberto Oyarzun. *Geología Estructural Aplicada a la Minería y Exploración Minera. Principios Básicos* Ediciones GEMM, 2013.

-
- [27] Donal M Ragan. *Structural geology an introduction to geometrical techniques*. Cambridge University Press, Cambridge; New York, 2009.
- [28] Michael Allaby. *A Dictionary of Earth Sciences*. Oxford University Press, third edition edition, 2008.
- [29] Alejandro Chica Sánchez. *Elementos para análisis de estructuras geológicas*, volume 1, 1984.
- [30] Amy E. Whitaker and Terry Engelder. *Characterizing stress fields in the upper crust using joint orientation distributions*, 2005.
- [31] N. H. Woodcock. *Specification of fabric shapes using an eigenvalue method*. Geological Society of America Bulletin, 2013.
- [32] F. Bastida and J. Aller. *La estructura varisca a través de la zona astur-occidental-leonesa (NO de la península Ibérica)*, s.f.
- [33] Duncan C Wyllie, Christopher W Mah, and Evert Hoek. *Rock slope engineering civil and mining*. Spon Press, 2004.
- [34] R. W. Allmendinger, N. Cardozo, and D. Fisher. *Structural geology algorithms: Vectors and tensors in structural geology*. Cambridge University Press, Cambridge, 2012.
- [35] William C. Haneberg. *Introduction to stereonet. a mathematica package for visualizing, analyzing, and simulating orientation data in structural geology and rock engineering*, 2011.
- [36] Nestor Cardozo and Richard Allmendinger. *Spherical projections with osxstereonet*. Computers & Geosciences, 2012.
- [37] Rosa Blanca Babín Vich and David Gómez Ortiz. *Problemas de geología estructural*. Reduca (Geología). Serie geología estructural, 2010.
- [38] Ludger O. Suarez-Burgoa, Juan S. Castillo López, and Luís Maya Tabares. *Caracterización geométrica de discontinuidades en macizos rocosos: ejemplo en la cantera santa rita, medellín (Colombia)*. Revista boletín de geología. Universidad Industrial de Santander (Colombia), 2015.
- [39] Daniel Pastor-Galán Kieran F. Mulchrone and Gabriel Gutiérrez-Alonso. *Mathematica code for least-squares cone fitting and equal-area stereonet representation* Computers & Geosciences, 2013.
- [40] G. S. Watson. *Equatorial distributions on a sphere*, 1965.
- [41] D. Flinn. *Folding during threedimensional progressive deformation*, 1962.

- [42] J. L. Simón Gómez. *Un protocolo de tratamiento estadístico para muestras polifásicas de lineaciones de disolución*, 2006.
- [43] R. A. Fisher. *Dispersion on a sphere*, 1953.
- [44] Palmstrom and Berthelsen. *The significance of weakness zones in rock tunnelling*, 1988.
- [45] P. M. Amaral, L. Guerra Rosa, and J. Cruz Fernandes. *Determination of schmidt rebound hardness consistency in granite*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 36(6):833–837, 1999.
- [46] A. Aydin and A. Basu. *The schmidt hammer in rock material characterization*. Engineering Geology, 81(1):1–14, 2005.
- [47] Klaus Lassnig, Martin Entacher, Florian Biermeier, Robert Galler, and Fritz Ebner. *Decrease of schmidt hammer hardness controlled by schistosity orientation of metamorphic rocks after loading with tbn cutters*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 56, 2012.
- [48] Piotr Klapysa. *Application of schmidt hammer relative age dating to late pleistocene moraines and rock glaciers in the western tatra mountains, slovakia*. 111, 2013.
- [49] K.T. Chau and R. H. Wong. *Note. Uniaxial compressive strength, technical and point load strength*, 1996.
- [50] D. U. Deere and F. D. Patton. *Slope stability in residual soils*, 1971.
- [51] Correa Arroyave. *Caracterización de rocas: ensayos de laboratorio*, 2000.
- [52] Z.T. Bieniawski. *The point load test in geotechnical practice*, 1975.
- [53] International society of rock mechanics (ISRM). *Suggest method for determining point load strength*, 1985.
- [54] Real Academia Española (RAE). *Coalescencia*, s.f.
- [55] Patrick Baud, Teng-fong Wong, and Wei Zhu. *Effects of porosity and crack density on the compressive strength of rocks*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 67:202–211, 2014.
- [56] Fisicalab. *Principios termodinámica*, s.f.
- [57] Arana, José Luis and González, Javier Jesús. *Mecánica de Fractura.*, 2002.
- [58] Leonardo Gonzáles. *Filosofía de la mecánica de fractura: primera parte, mfe*, 2014.

-
- [59] Andrés Felipe Rodríguez Sepúlveda and Jorge Martín Molina. *Extracción selectiva en minería aurífera*, 2009.
- [60] D. U. Deere and D. W. Deere. *The rock quality designation (RQD) index in practice, rock classification system for engineering purposes*, 1988.
- [61] Matías José Egaña Erazo. *Geoestadística aplicada a parámetros geotécnicos*, 2008.
- [62] Lianyang Zhang. *Determination and applications of rock quality designation (RQD)*. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering, 2015.
- [63] Mostafa Abdou Abdel Naiem Mahmoud. *Correlation of sandstone rock properties obtained from field and laboratory tests*, 2013.
- [64] Per-Anders Persson, Roger Holmberg, and Jaimin Lee. *Rock blasting and explosives engineering*, 1994.
- [65] Olgay Yarali and Eren Soyer. *Assessment of relationships between drilling rate index and mechanical properties of rocks*, 2013.
- [66] Sandvik Tamrock Corp. *Rock scavation handbook*, 1999.
- [67] G.H. Ball, J.B. Clark, M. Gifford, R. Rathod, C. Xu, and D. Goodchild. *Block size distribution analysis of a fractured rock mass. Case study: Oz minerals' carrapateena project*. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 2014.
- [68] Carlos López Jimeno, Emilio López Jimeno, and Pilar García Bermúdez. *Manual de voladuras en túneles*, 2010.
- [69] Juan Carlos Díaz Martínez, Melissa Andrea Guarín Aragón, and Jovani Alberto Jiménez Builes. *Análisis y diseño de la operación de perforación y voladuras en minería de superficies empleando el enfoque de la programación estructurada*. Boletín ciencias de la tierra, (32):15–22, 2012.
- [70] I. Bock. *Selective blast mining in gold mines*. The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, 1996.
- [71] Johannssen O. *Tunelling - blast design*, 1995.
- [72] Langefors. U and Kihlstrom. B. *Técnica moderna de voladura de rocas*, 1987.
- [73] Ana Guadalupe Jiménez Mújica. *Diseño y cálculo de voladura de una galería*, 2006.
- [74] Sandvick Tamrock. *Rock excavation handbook*, 1999.
- [75] INDUMIL. *Productos militares*, 2010.

-
- [76] Richard E. Goodman. *Introduction to Rock Mechanics*, Second Edition. 2 edition, 1989.
- [77] J.C. Hippolyte, N. Espurt, N. Kaymakci, E. Sangu, C. Muller. *Cross-sectional anatomy and geodynamic evolution of the Central Pontide orogenic belt (northern Turkey)*. *International Journal of Earth Sciences*, 2015.
- [78] N. Champigny and M. Armstrong. *Geostatistics for the estimation of gold deposits. a review and survey of current practice up to 1989*, 1993.
- [79] C. Gokceoglu, H. Sonmez, and A. Kayabasi. *Predicting the deformation moduli of rock masses*. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(5), 2003.
- [80] E. Hoek and E. T Brown. *Excavaciones subterráneas en roca*, 1980.

A. Anexo A: Figuras orientaciones de zonas de minería mencionadas en el capítulo 1

Usando el programa STEREO.NET[®] se identificaron los rasgos estructurales de 10 zonas al interior de la mina ubicadas de manera aleatoria. El resultado gráfico se observa entre la figura A-1 y la figura A-20.

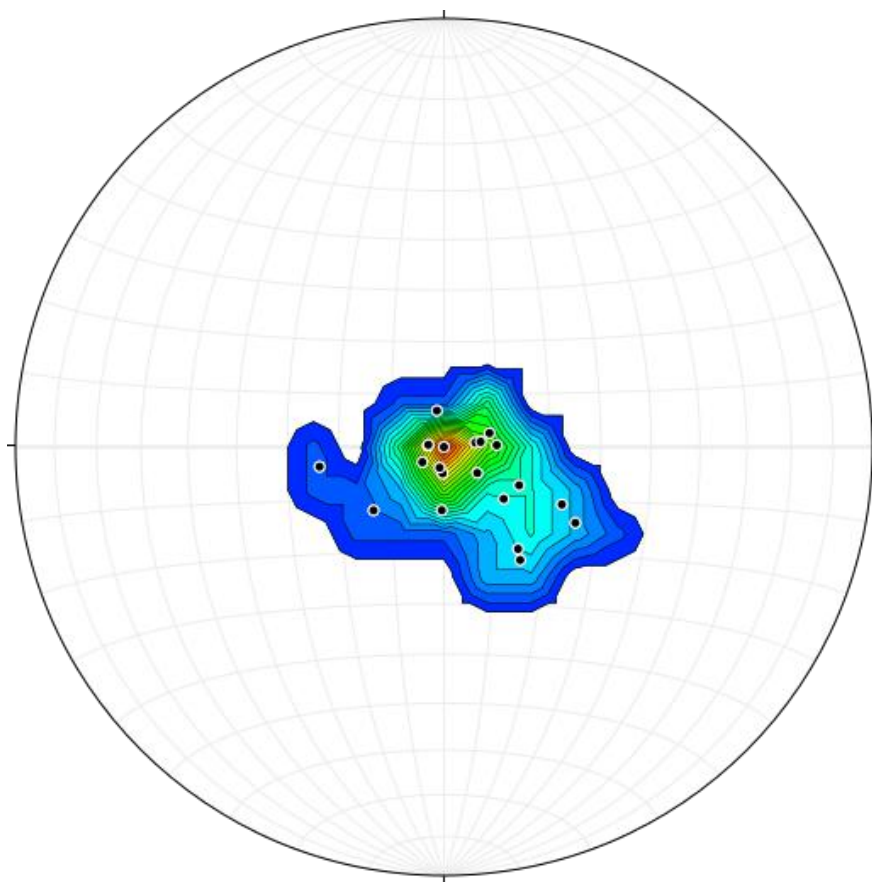


Figura A-1. Macroestructuras encontradas en la zona 1.

Fuente: Esta investigación.

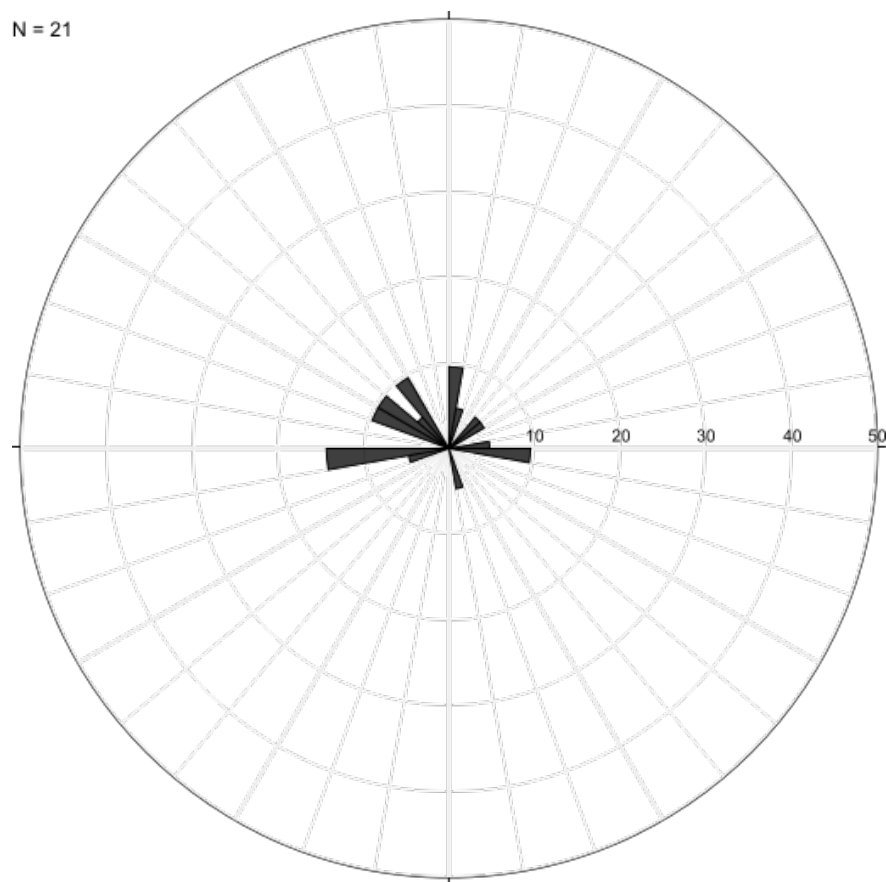


Figura A-2. Diagrama de rosas propias de la zona 1.

Fuente: Esta investigación.

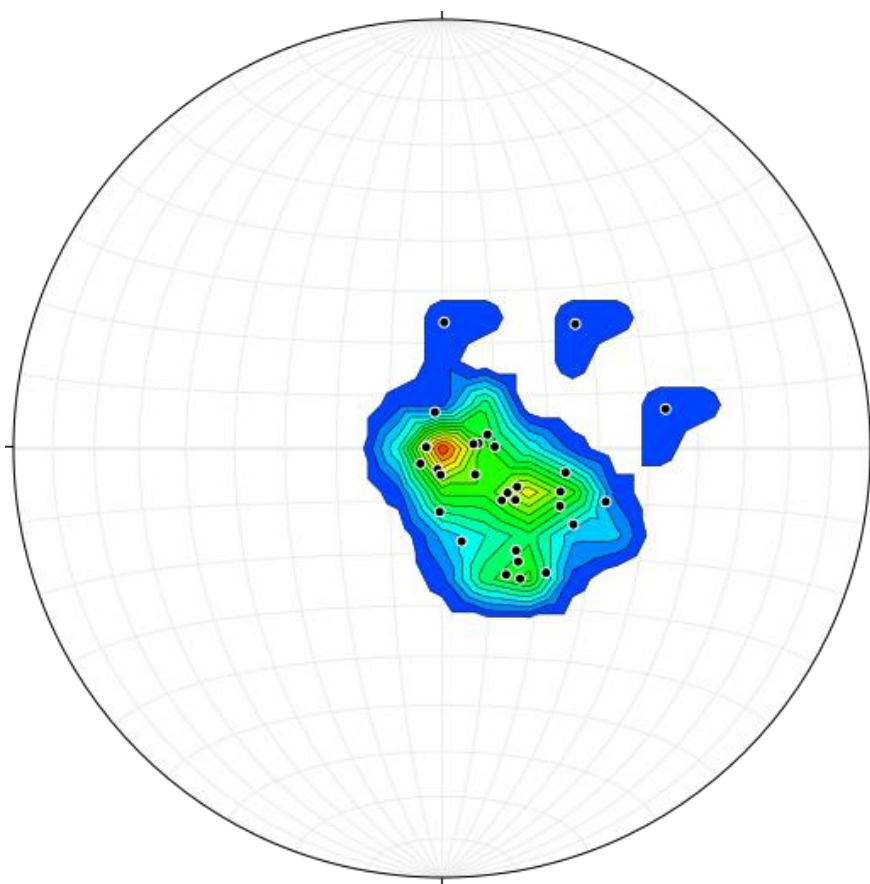


Figura A-3. Macroestructuras encontradas en la zona 2.

Fuente: Esta investigación.

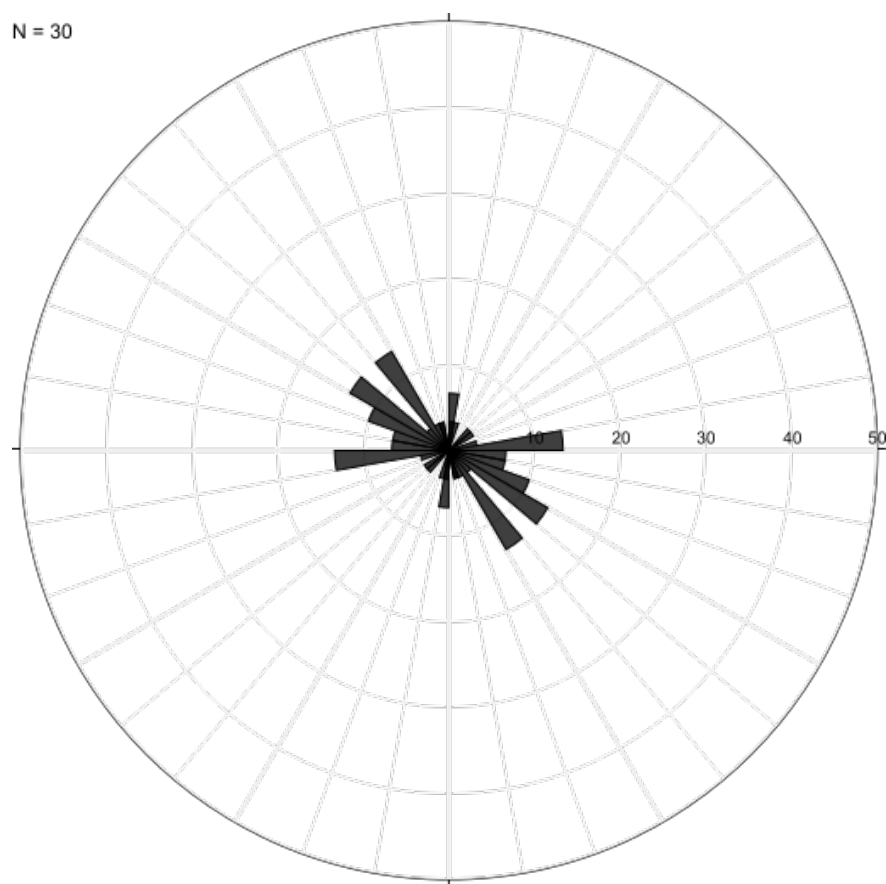


Figura A-4. Diagrama de rosas propias de la zona 2.

Fuente: Esta investigación.

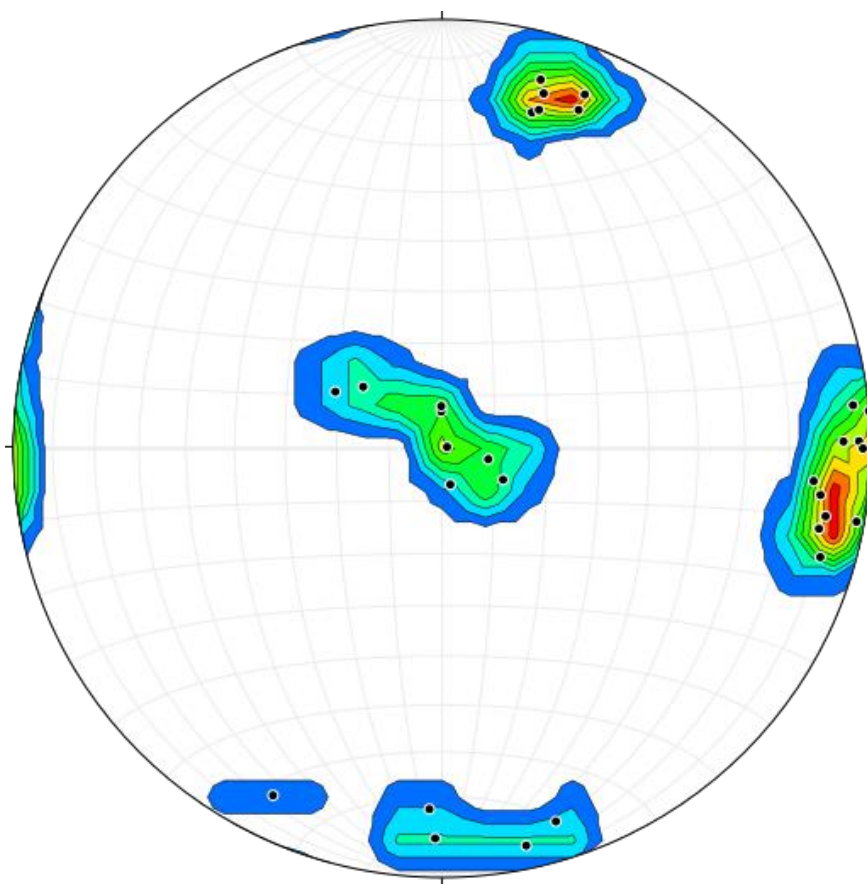


Figura A-5. Macroestructuras encontradas en la zona 3.

Fuente: Esta investigación.

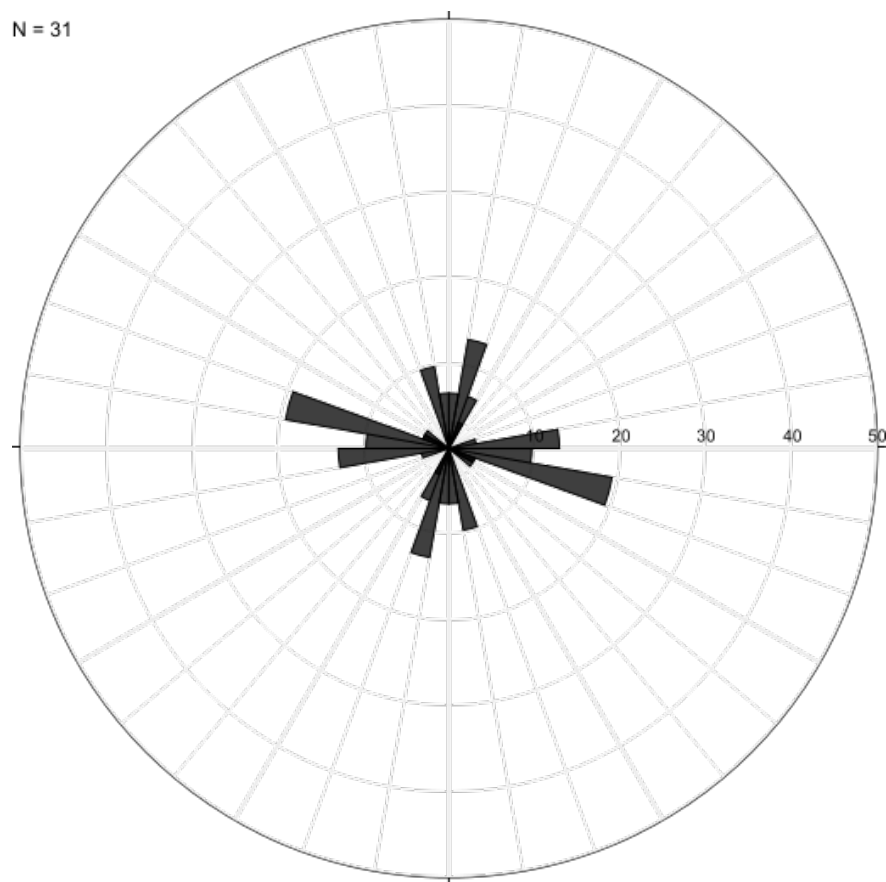


Figura A-6. Diagrama de rosas propias de la zona 3.

Fuente: Esta investigación.

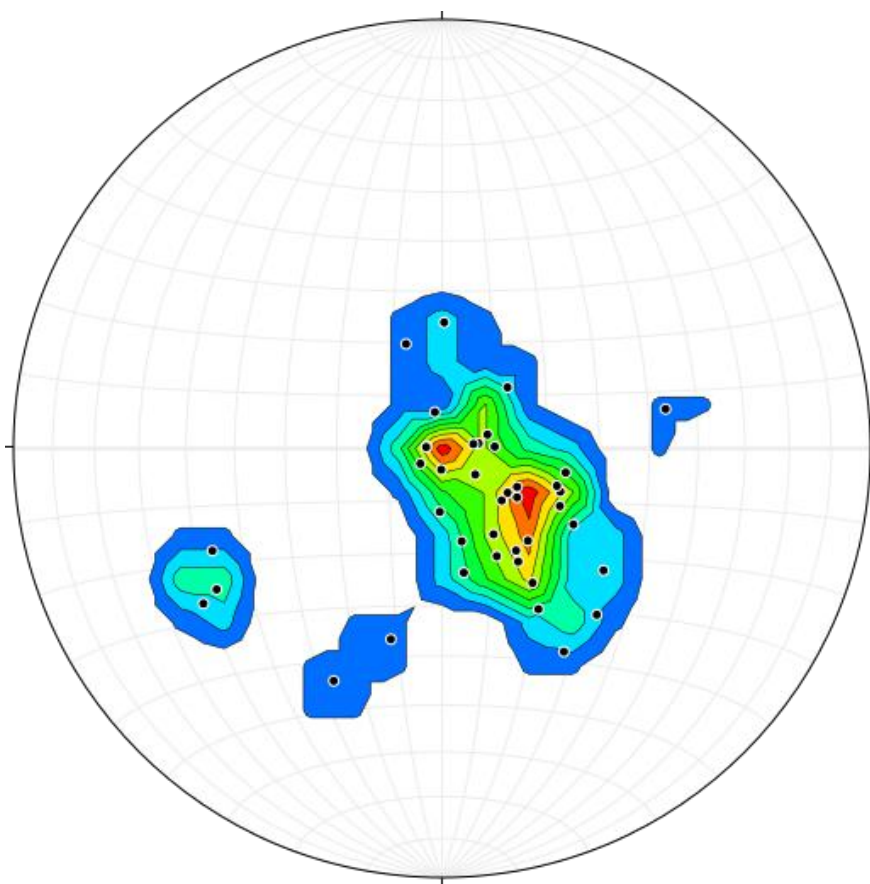


Figura A-7. Macroestructuras encontradas en la zona 4.

Fuente: Esta investigación.

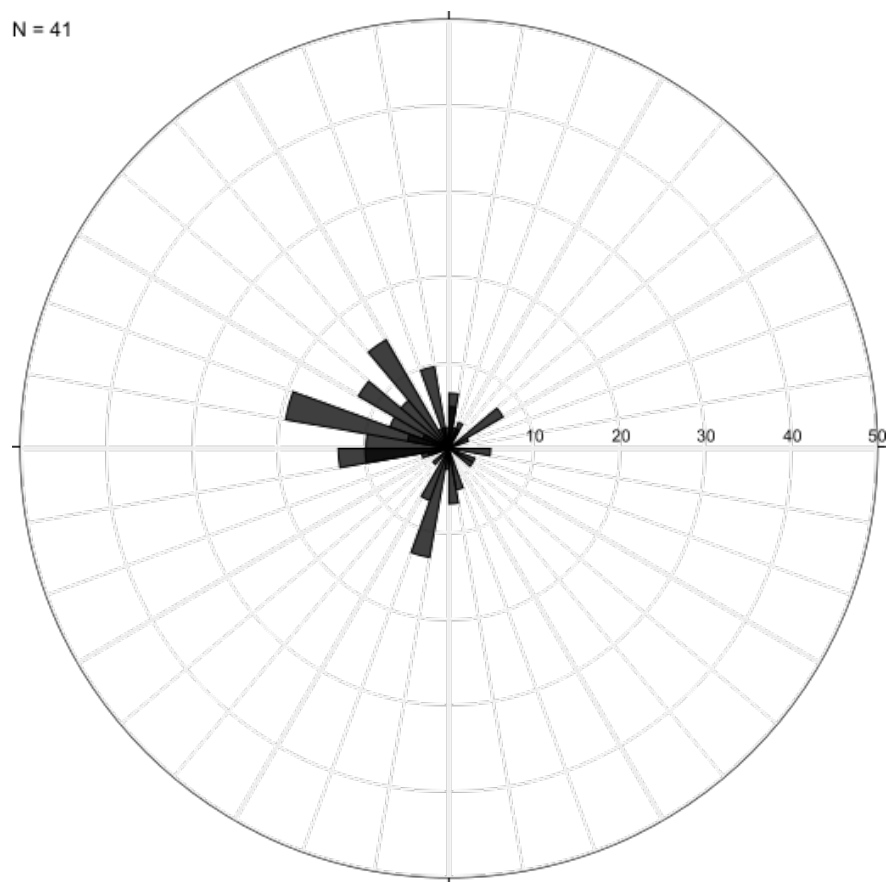


Figura A-8. Diagrama de rosas propias de la zona 4.

Fuente: Esta investigación.

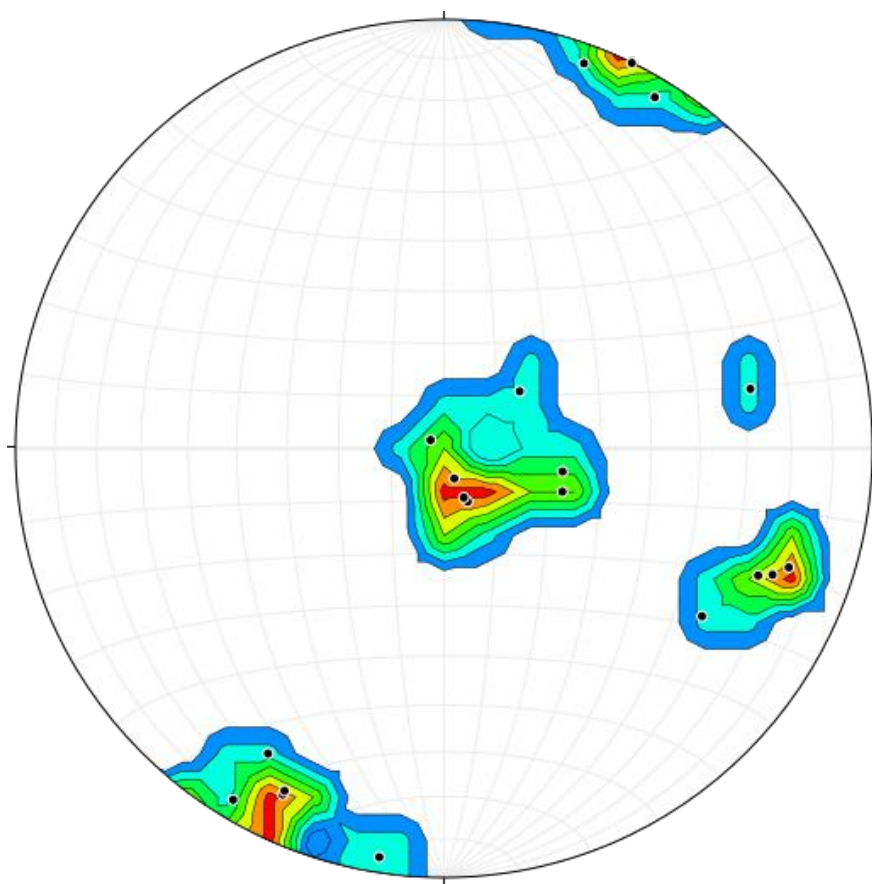


Figura A-9. Macroestructuras encontradas en la zona 5.

Fuente: Esta investigación.

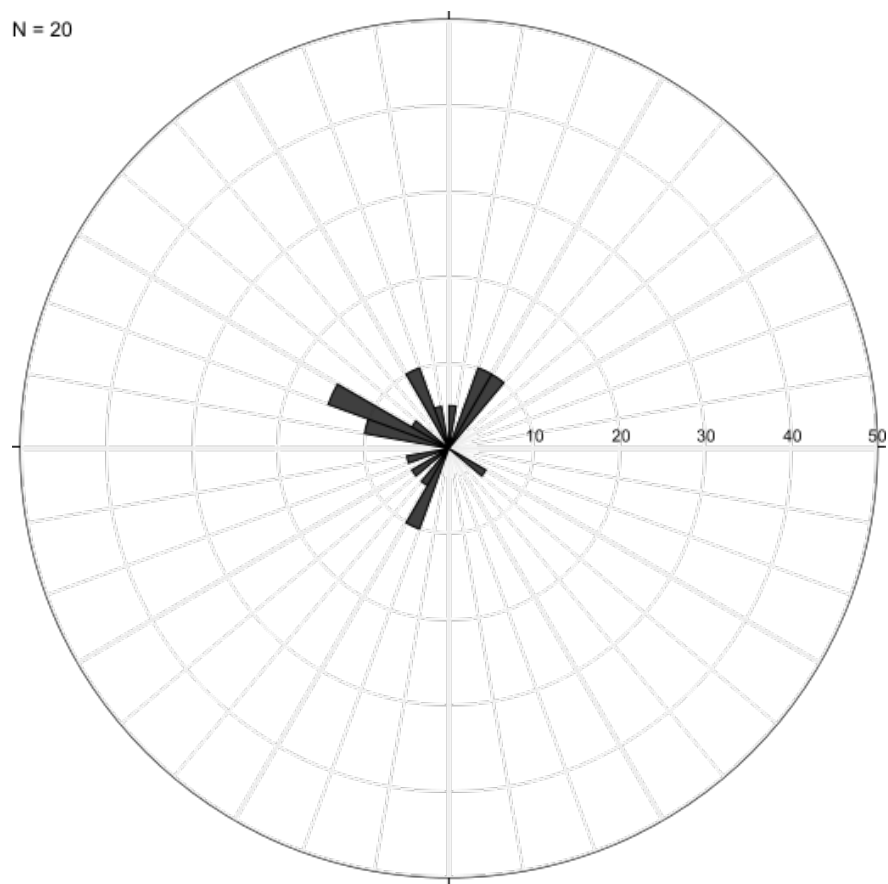


Figura A-10. Diagrama de rosas propias de la zona 5.

Fuente: Esta investigación.

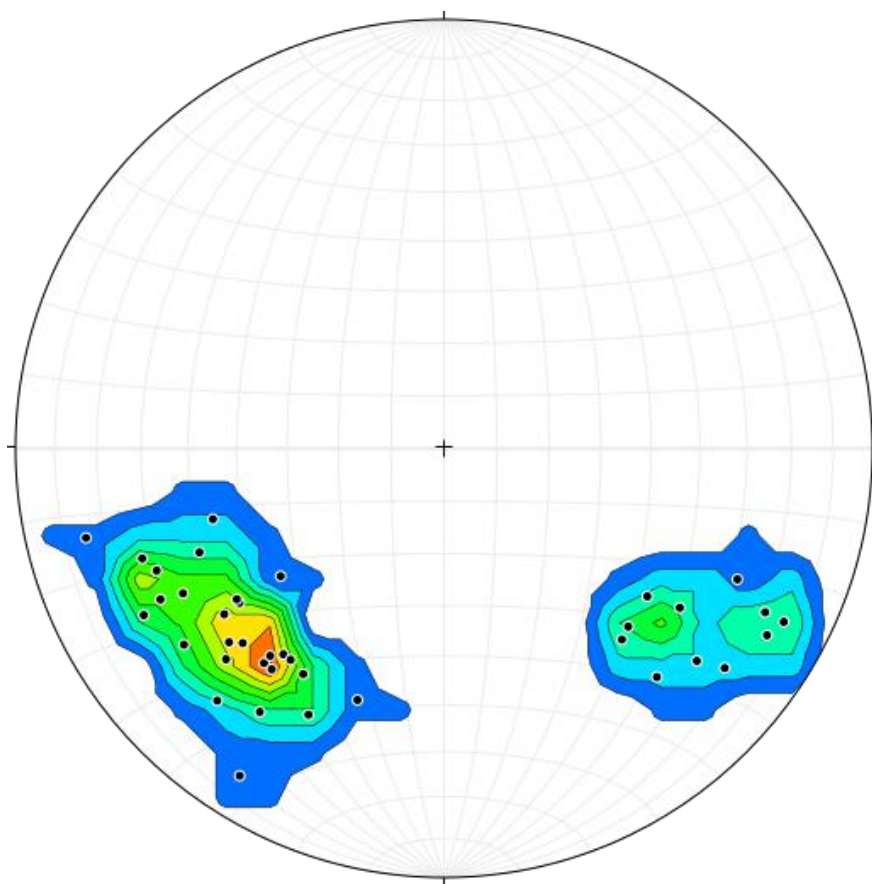


Figura A-11. Macroestructuras encontradas en la zona 6.

Fuente: Esta investigación.

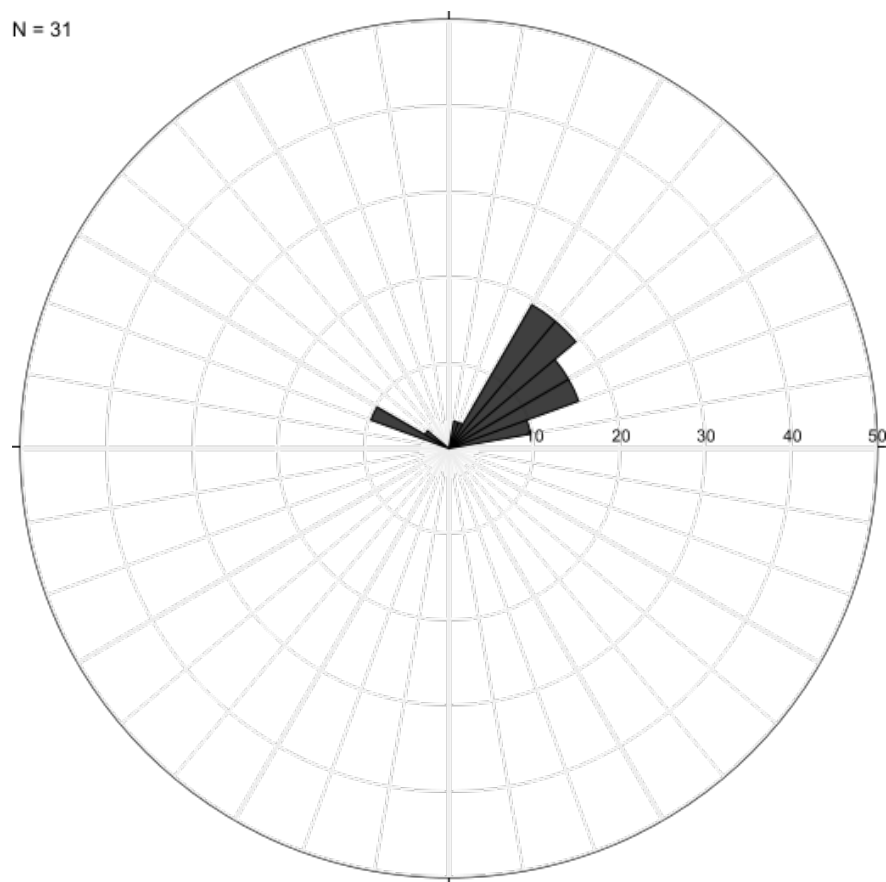


Figura A-12. Diagrama de rosas propias de la zona 6.

Fuente: Esta investigación.

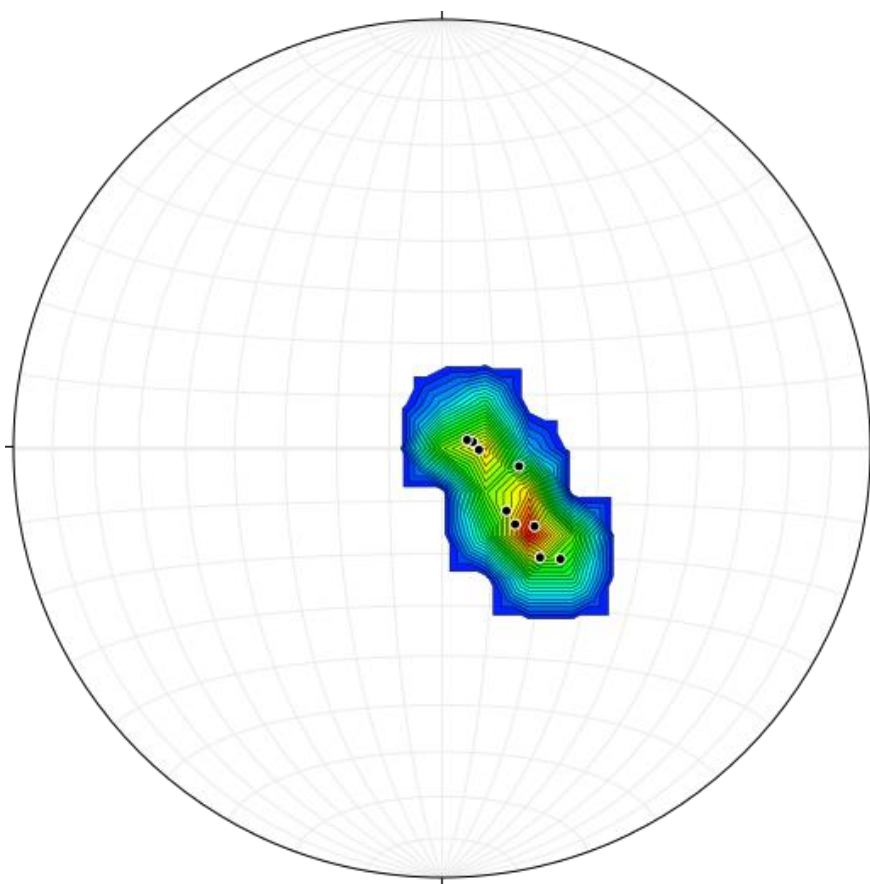


Figura A-13. Macroestructuras encontradas en la zona 7.

Fuente: Esta investigación.

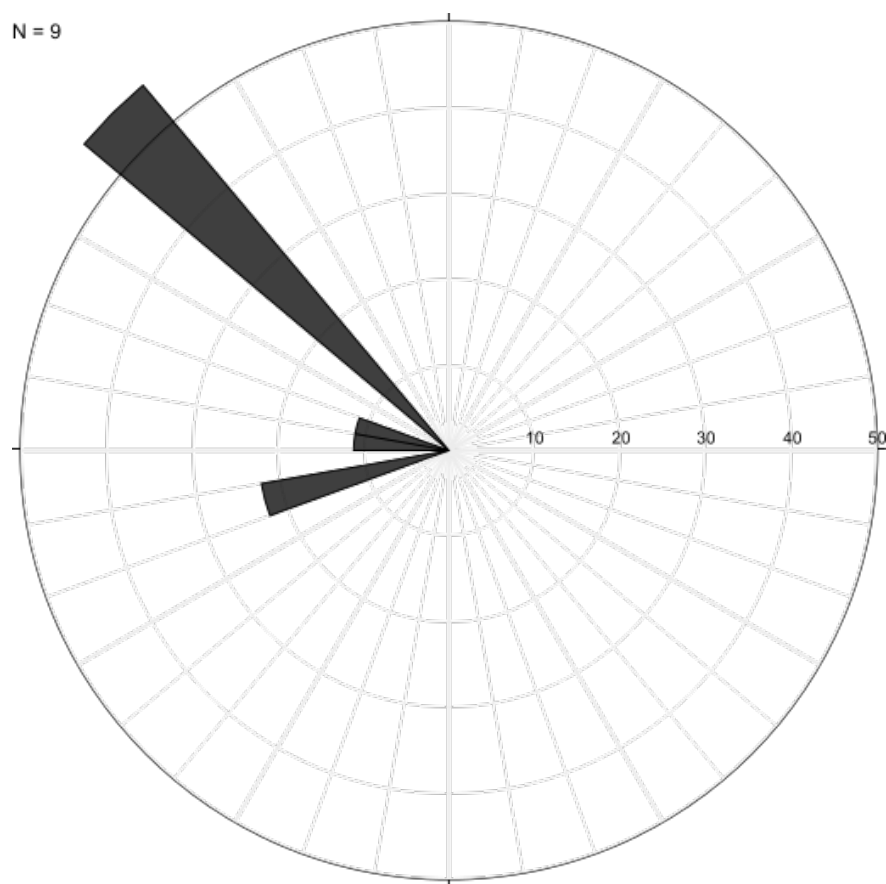


Figura A-14. Diagrama de rosas propias de la zona 7.

Fuente: Esta investigación.

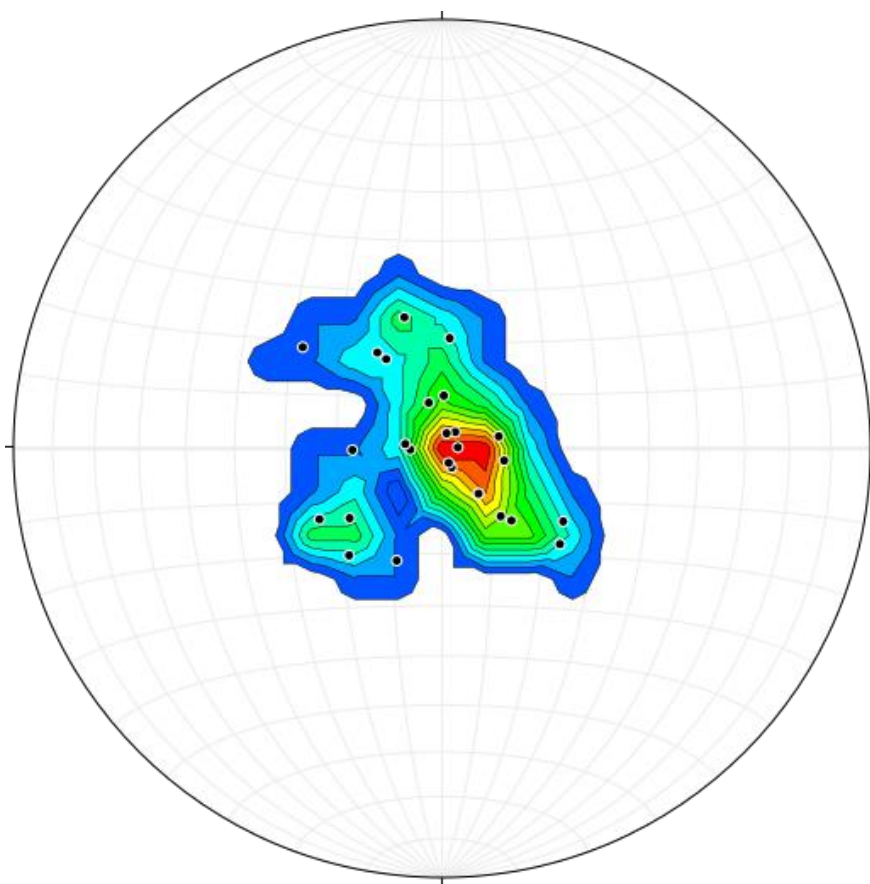


Figura A-15. Macroestructuras encontradas en la zona 8.

Fuente: Esta investigación.

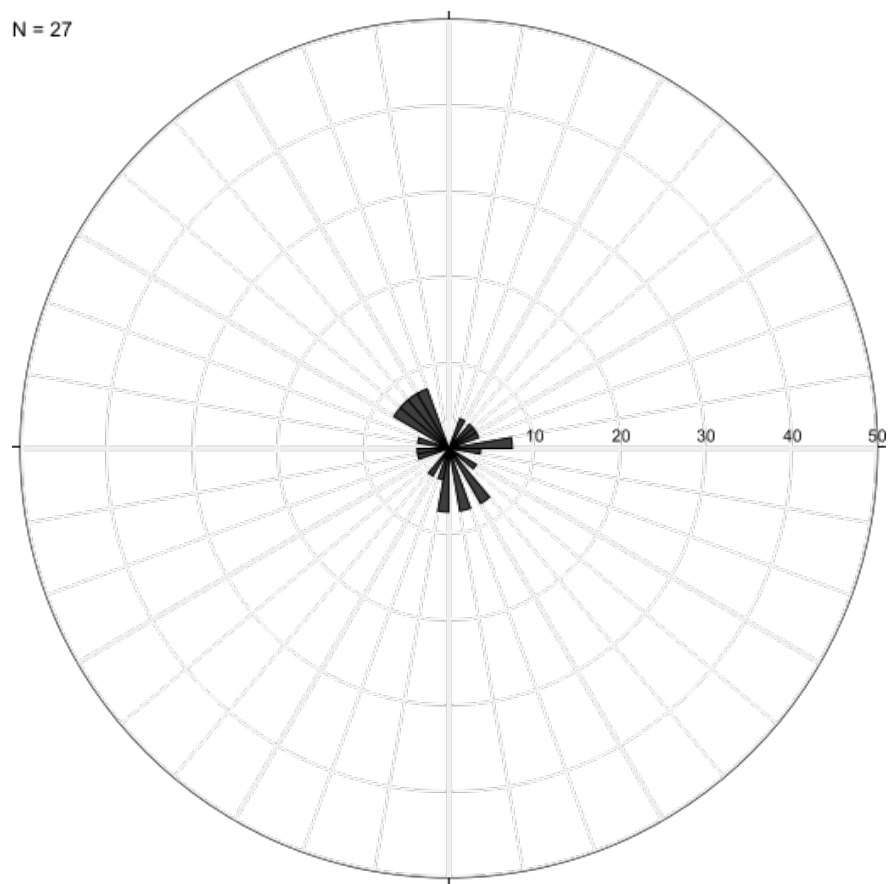


Figura A-16. Diagrama de rosas propias de la zona 8.

Fuente: Esta investigación.

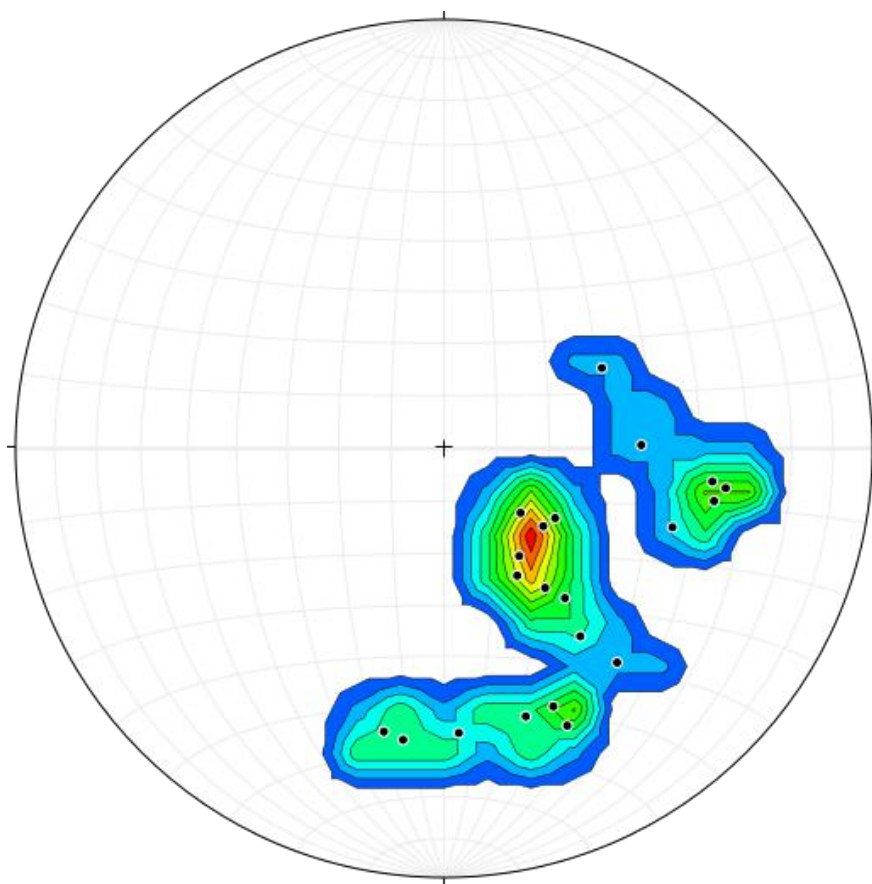


Figura A-17. Macroestructuras encontradas en la zona 9.

Fuente: Esta investigación.

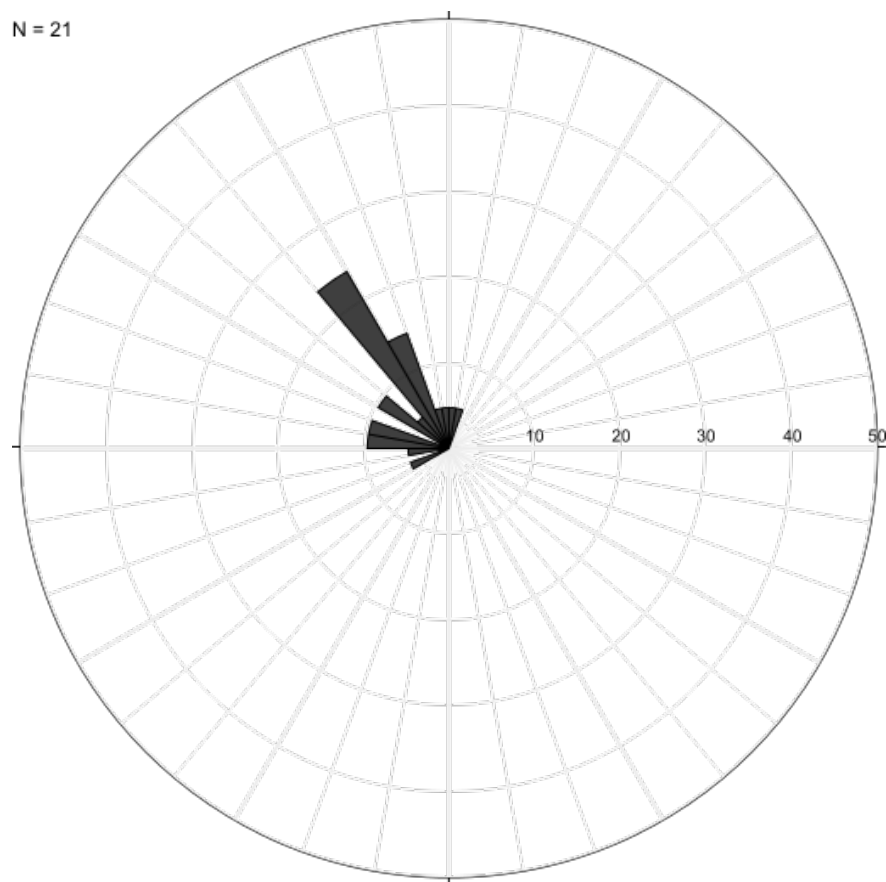


Figura A-18. Diagrama de rosas propias de la zona 9.

Fuente: Esta investigación.

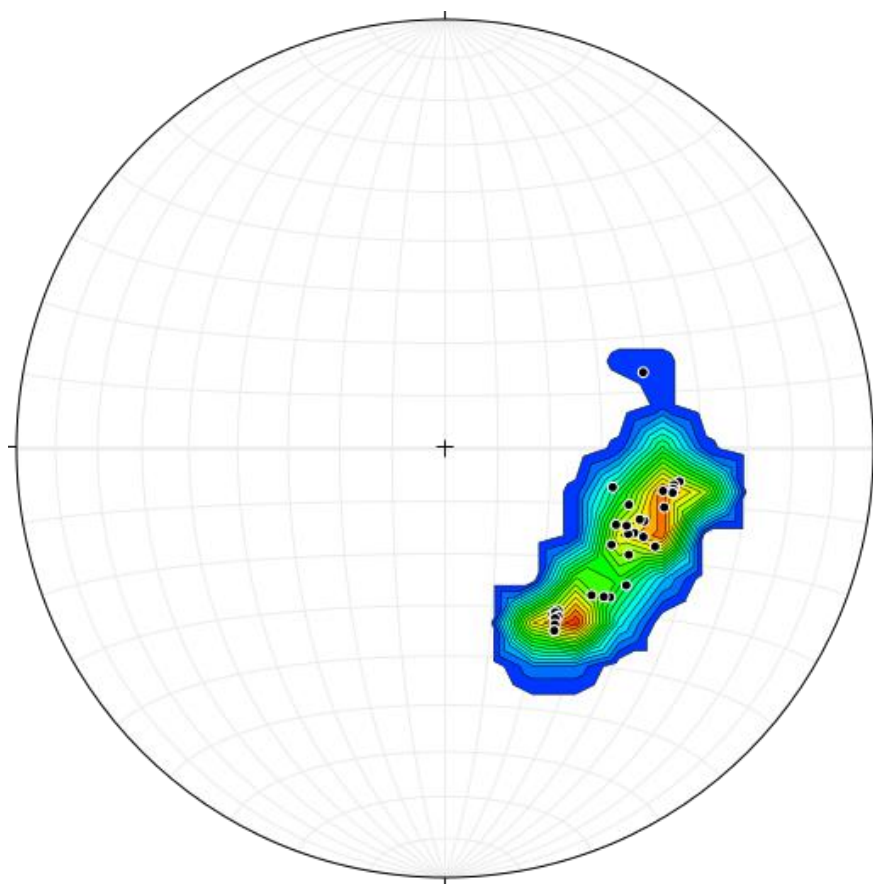


Figura A-19. Macroestructuras encontradas en la zona 10.

Fuente: Esta investigación.

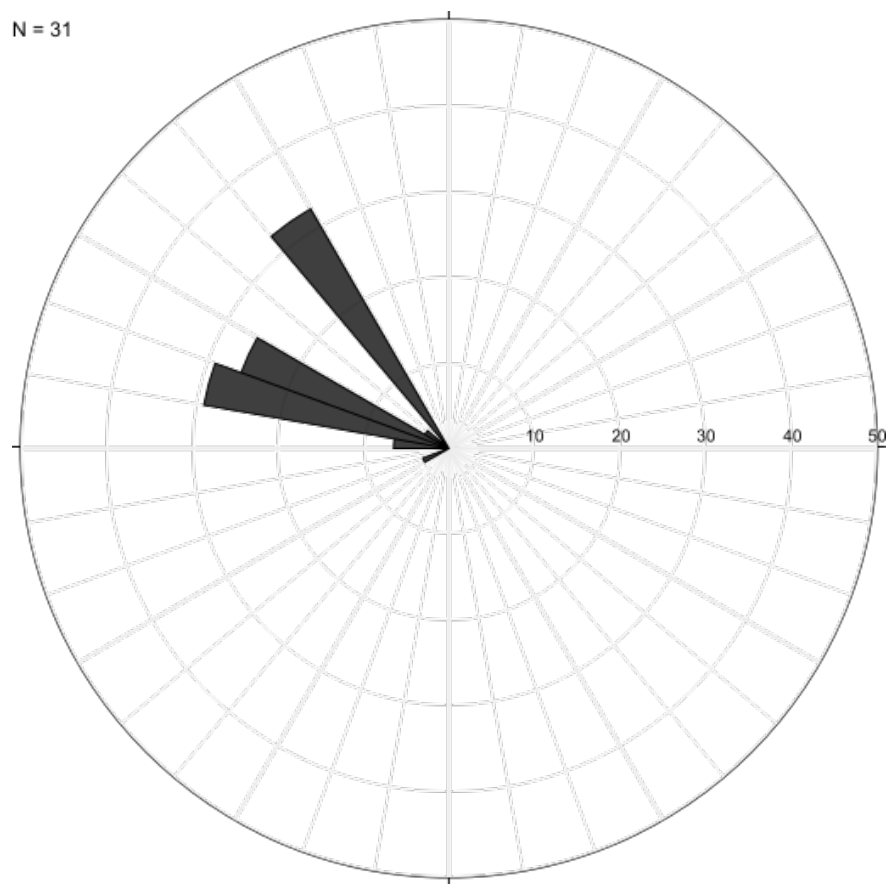


Figura A-20. Diagrama de rosas propias de la zona 10.

Fuente: Esta investigación.

B. Anexo B: Figuras orientaciones de pilares mencionados en el capítulo 1

El resultado del comportamiento estructural de los pilares de minería se puede encontrar entre la figura B-1 y la figura B-12, como sigue:

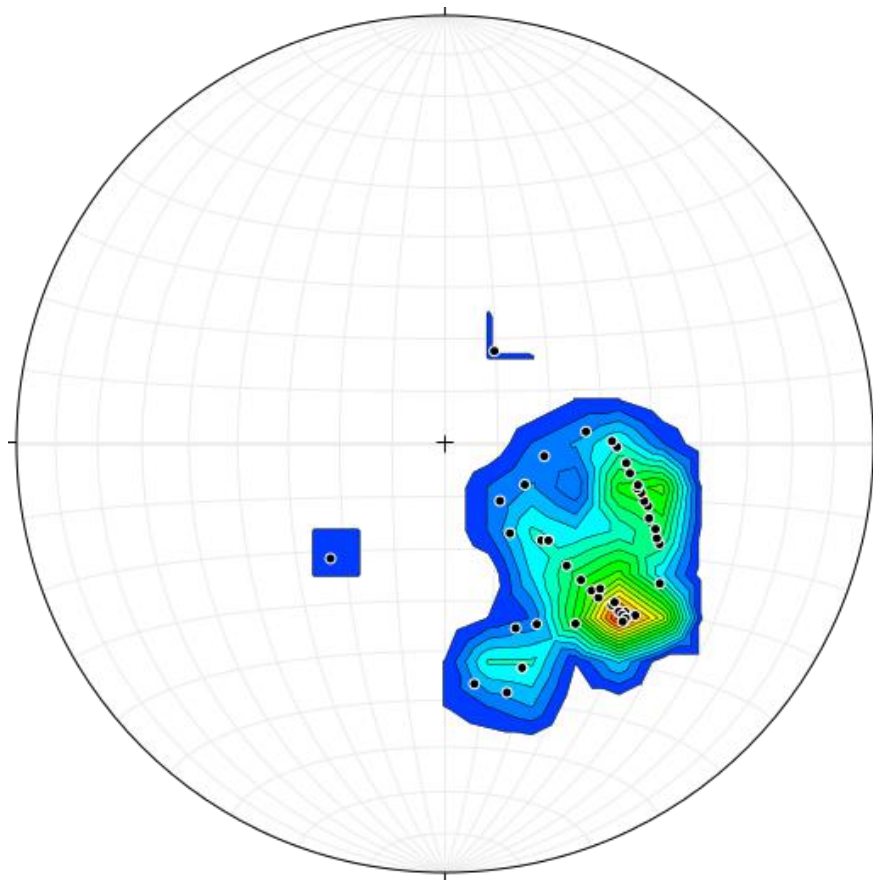


Figura B-1. Macroestructuras propias del pilar 1.

Fuente: Esta investigación.

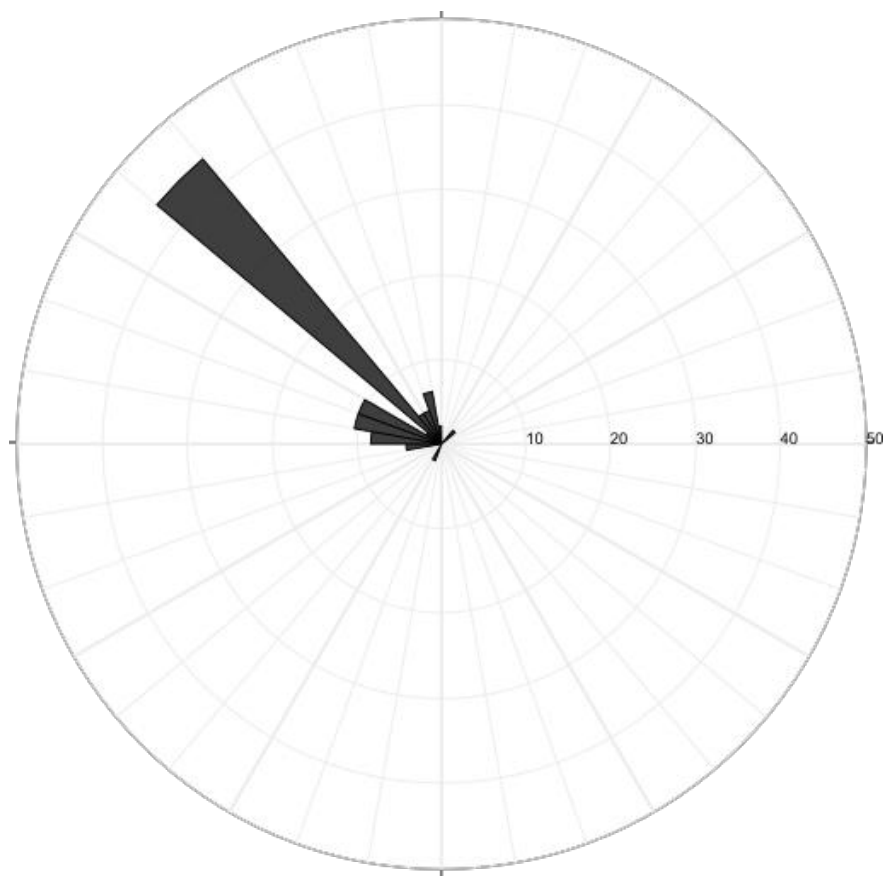


Figura B-2. Diagrama de rosas propias del pilar 1.

Fuente: Esta investigación.

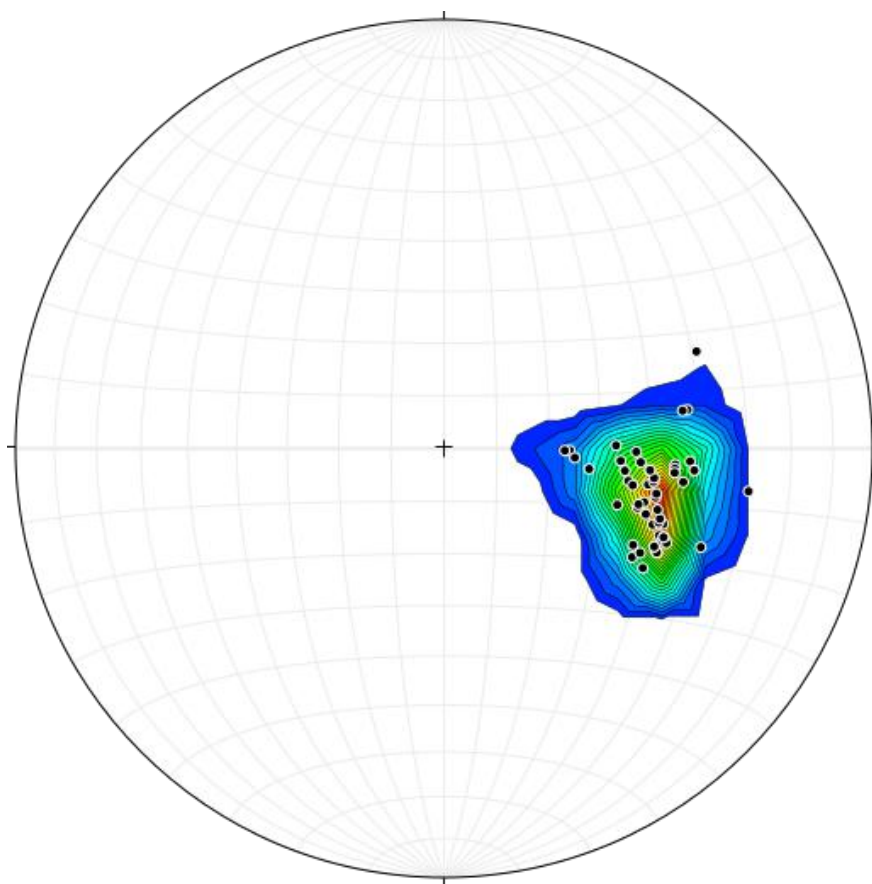


Figura B-3. Macroestructuras propias del pilar 2.

Fuente: Esta investigación.

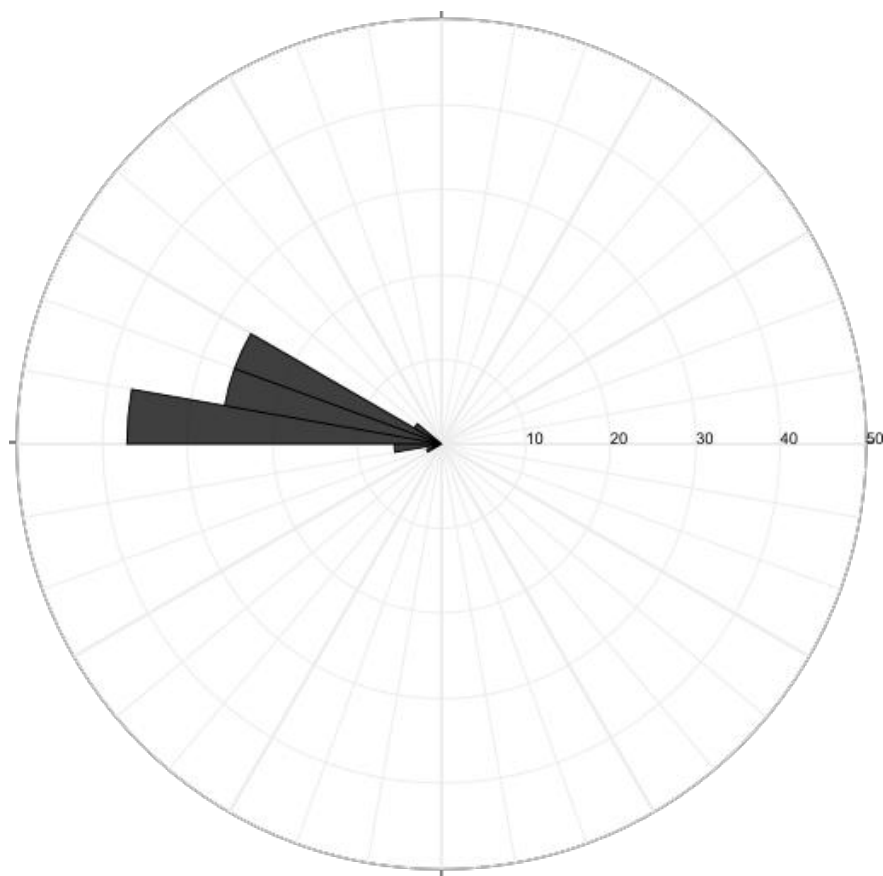


Figura B-4. Diagrama de rosas propias del pilar 2.

Fuente: Esta investigación.

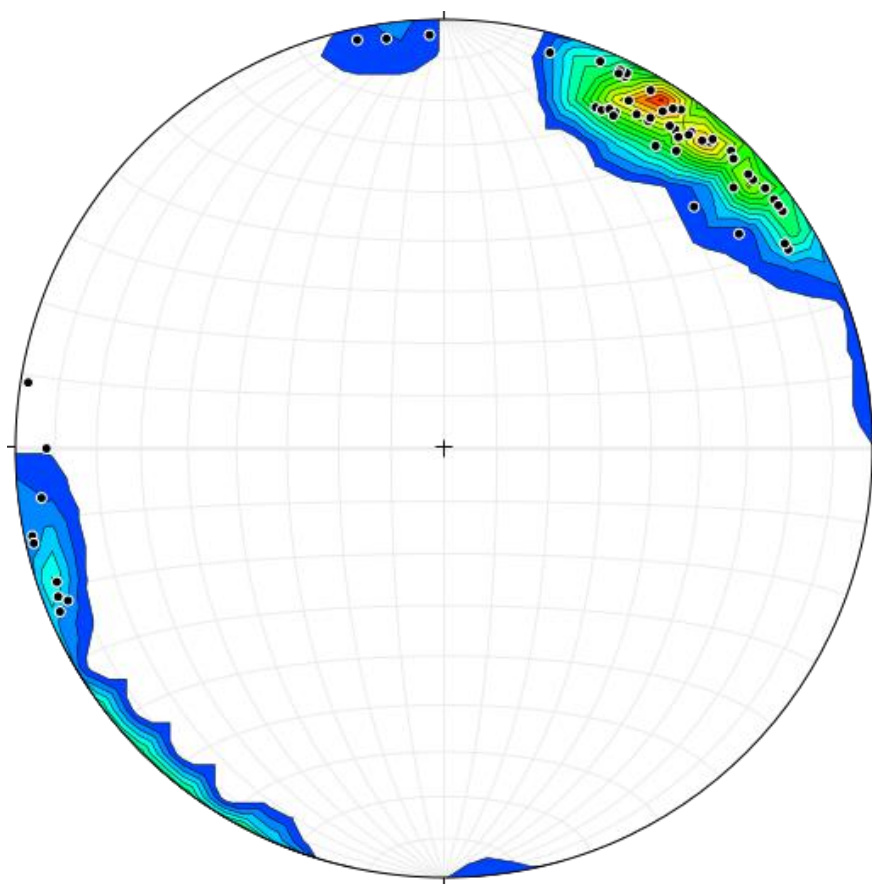


Figura B-5. Macroestructuras propias del pilar 3.

Fuente: Esta investigación.

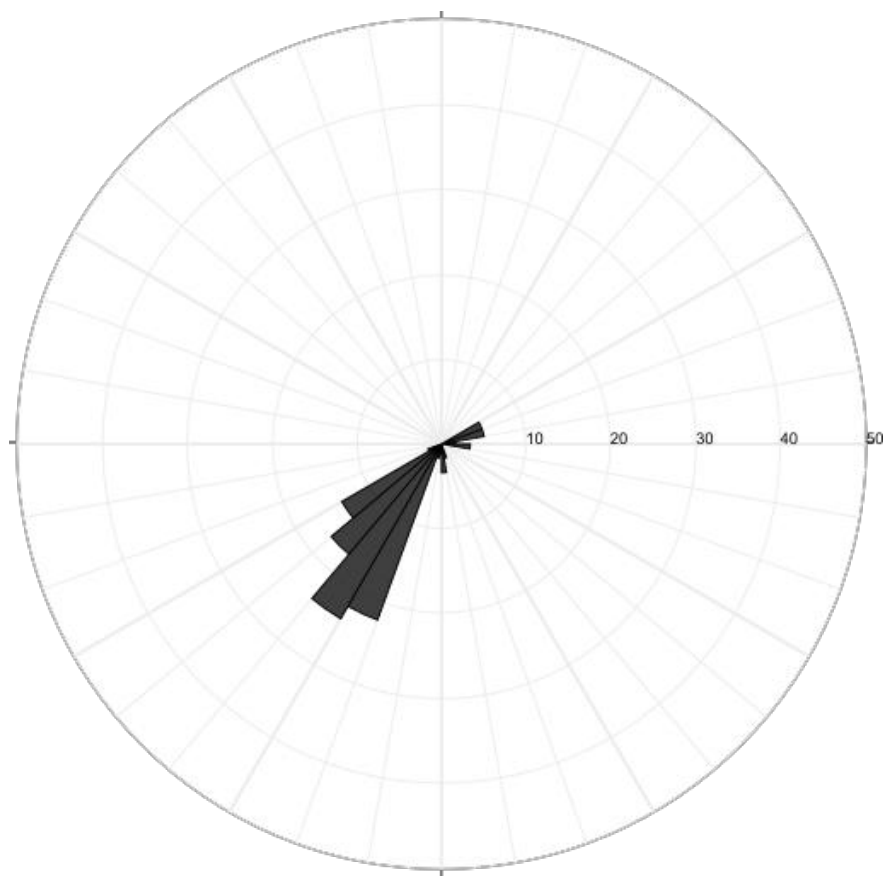


Figura B-6. Diagrama de rosas propias del pilar 3.

Fuente: Esta investigación.

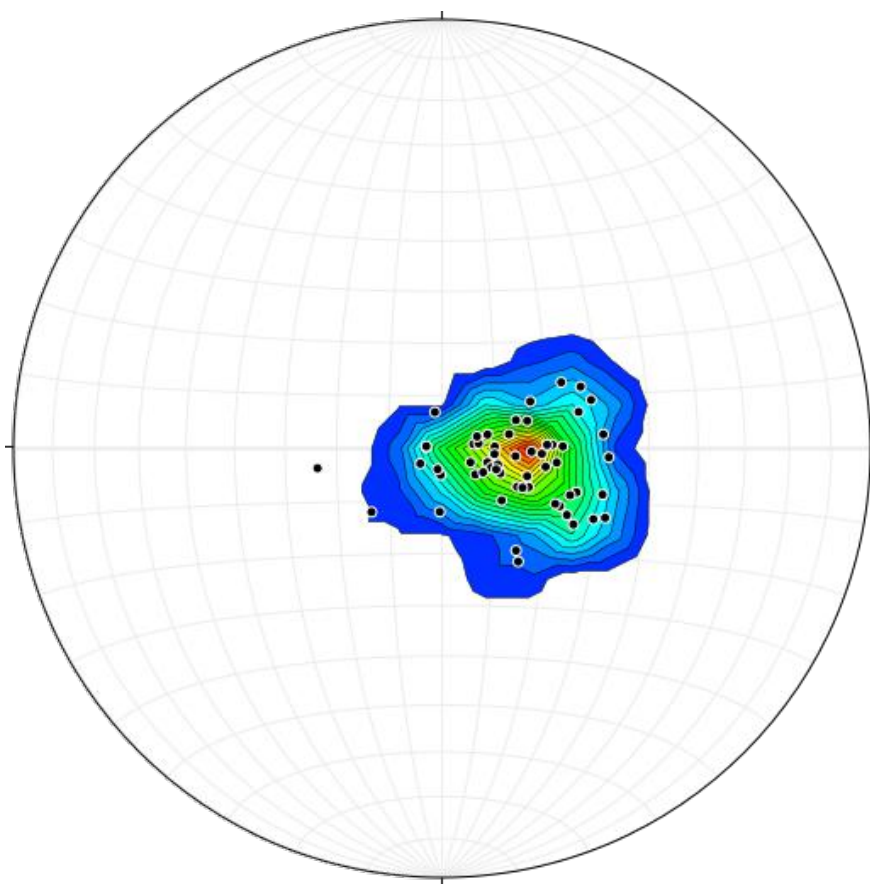


Figura B-7. Macroestructuras propias del pilar 4.

Fuente: Esta investigación.

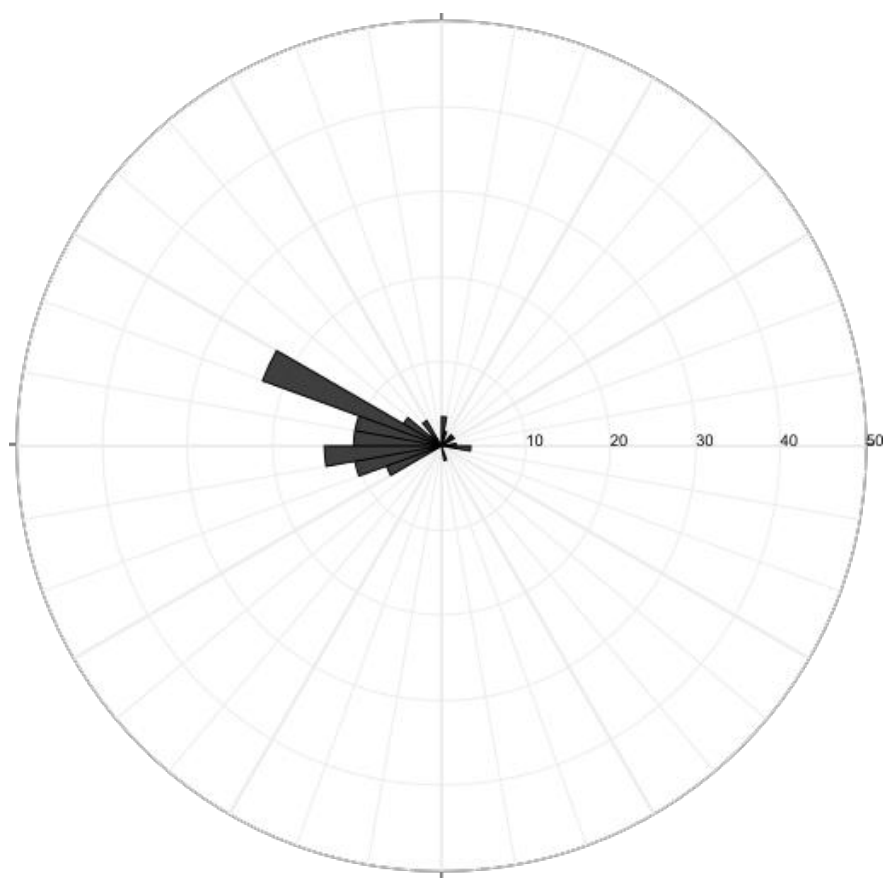


Figura B-8. Diagrama de rosas propias del pilar 4.

Fuente: Esta investigación.

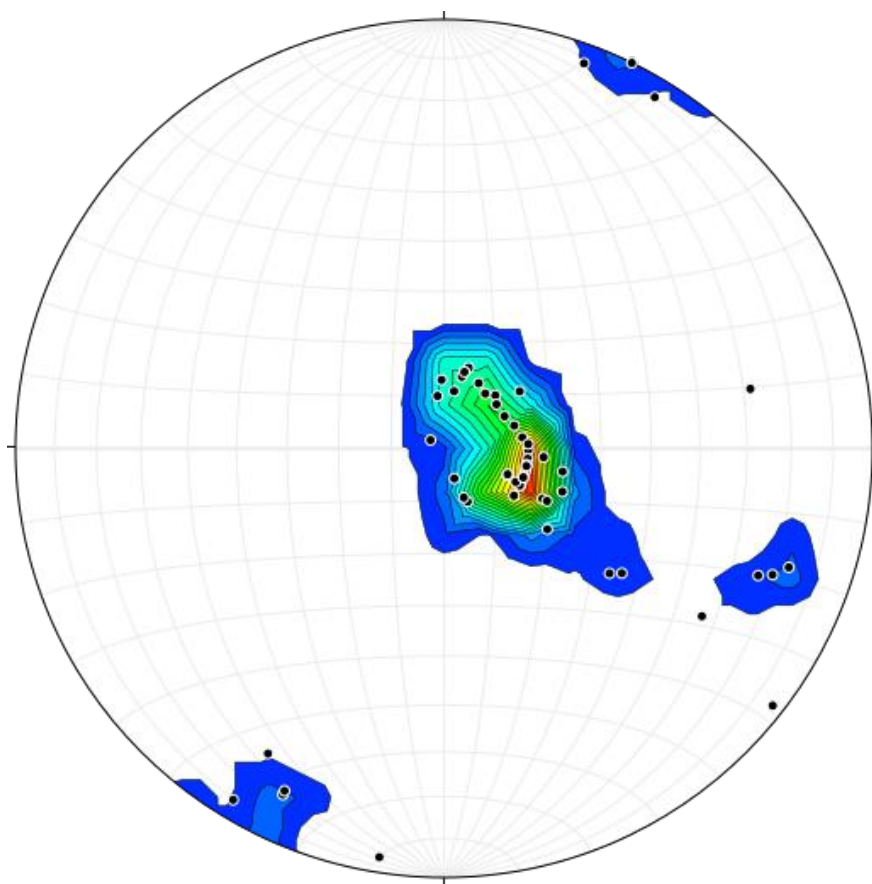


Figura B-9. Macroestructuras propias del pilar 5.

Fuente: Esta investigación.

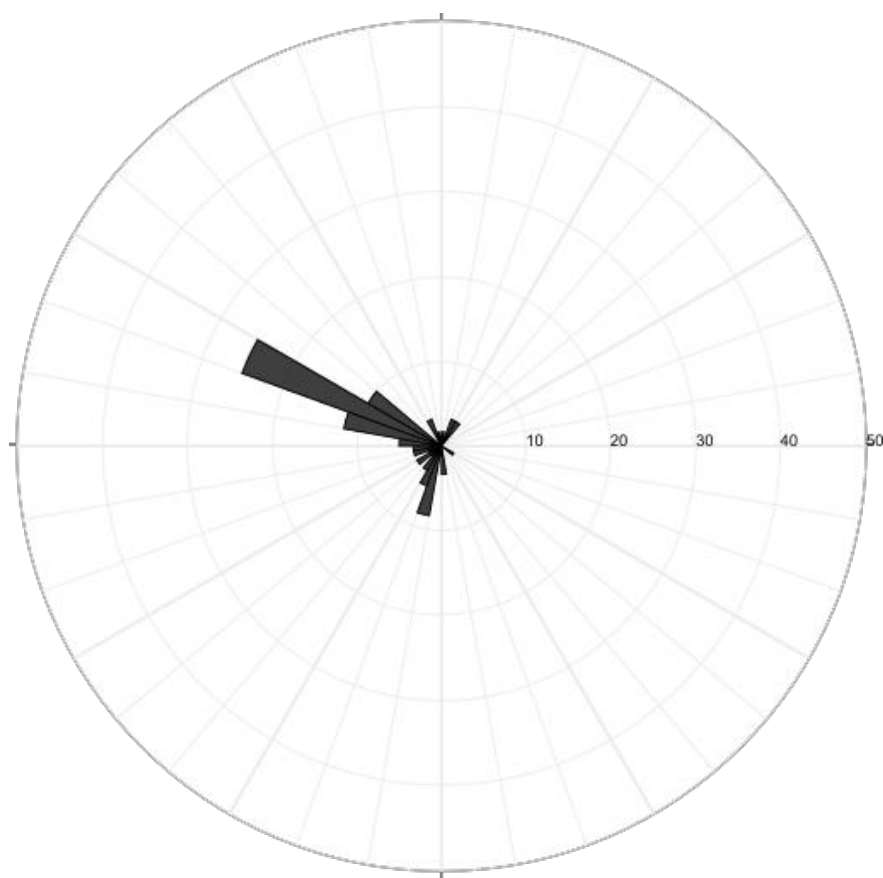


Figura B-10. Diagrama de rosas propias del pilar 5.

Fuente: Esta investigación.

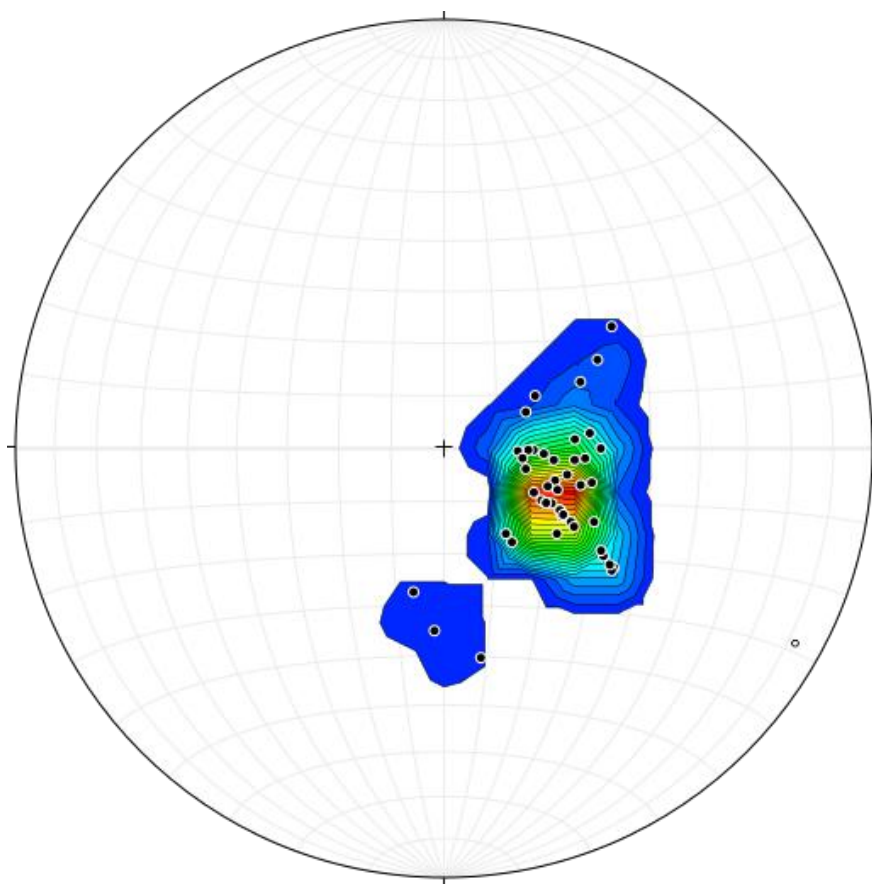


Figura B-11. Macroestructuras propias del pilar 6.

Fuente: Esta investigación.

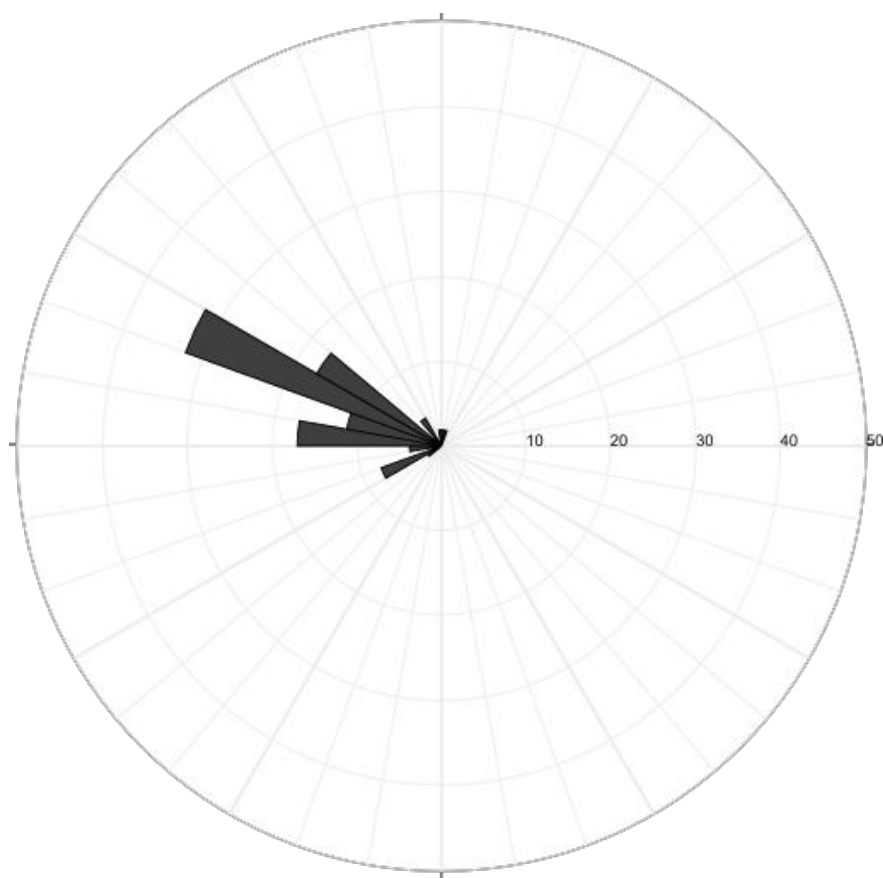


Figura B-12. Diagrama de rosas propias del pilar 6.

Fuente: Esta investigación.

C. Anexo C: Figuras del comportamiento de esfuerzo a compresión uniaxial in-situ (Mpa) mencionados en el capítulo 3

El comportamiento de los valores estimados de resistencia a la compresión uniaxial *in situ*, σ_{RL} (MPa), para cada punto estructural de las 10 zona de exploración geotecnica (ver la sección 2.4.3), se encuentran entre la figura C-1 y la figura C-10. Se debe tener en cuenta que en dichas figuras se muestra el comportamienta sin hacer procesamientos de eliminación de datos que no se ajustan a la muestra como los indicados en la subsección 3.3.

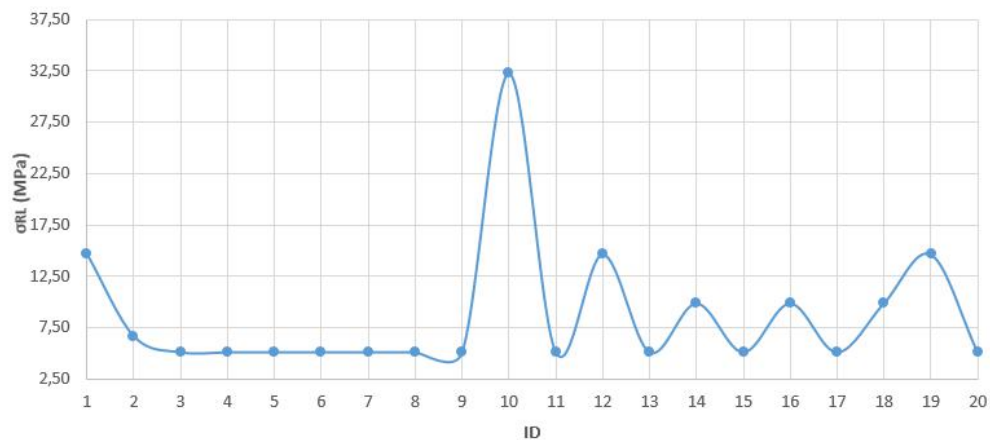


Figura C-1. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 1 (ver tabla 3-1).

Fuente: Esta investigación.

En la figura C-1 se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 32,25 MPa, y,

- Valor promedio de σ_{RL} : 8,67 MPa.

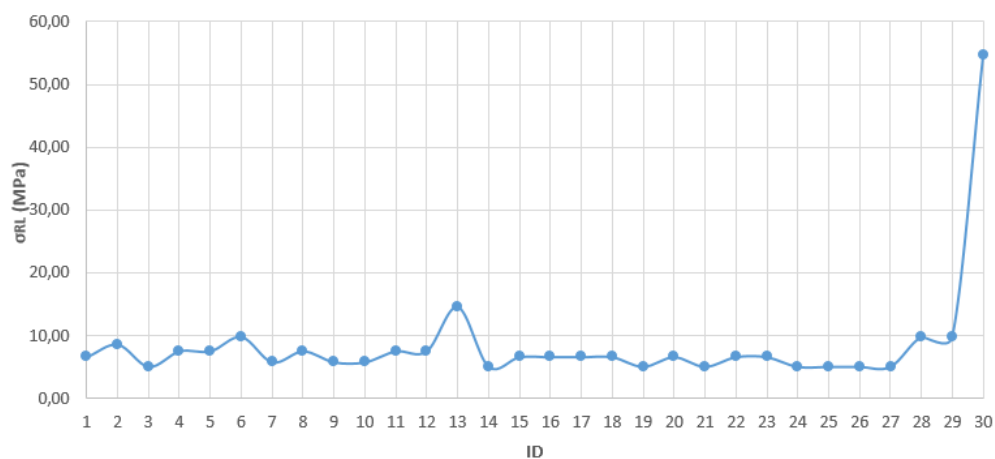


Figura C-2. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 2 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-2** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 54,64 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 8,55 MPa.

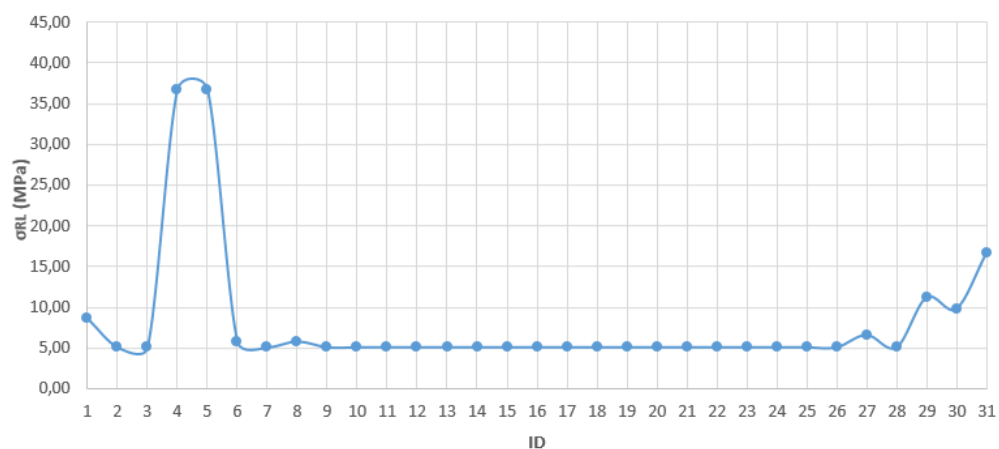


Figura C-3. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 3 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-3** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 36,80 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 8,08 MPa.

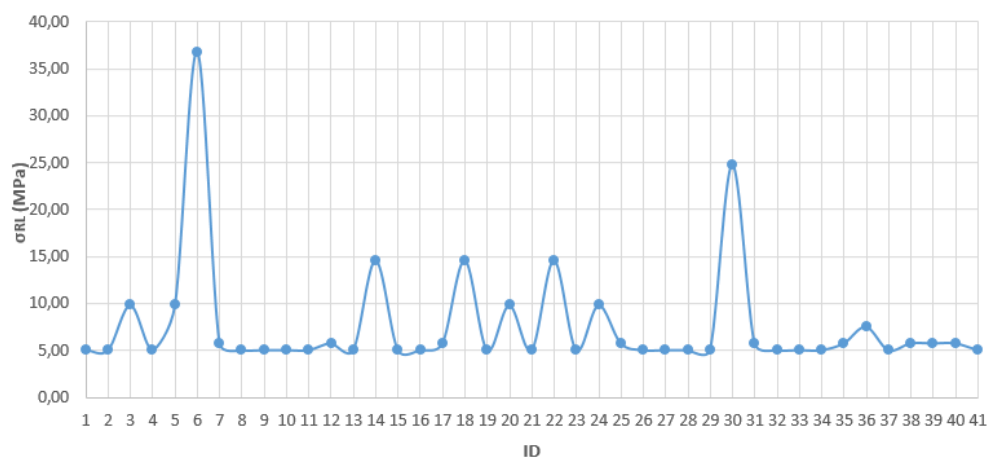


Figura C-4. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 4 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-4** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 36,80 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 7,73 MPa.

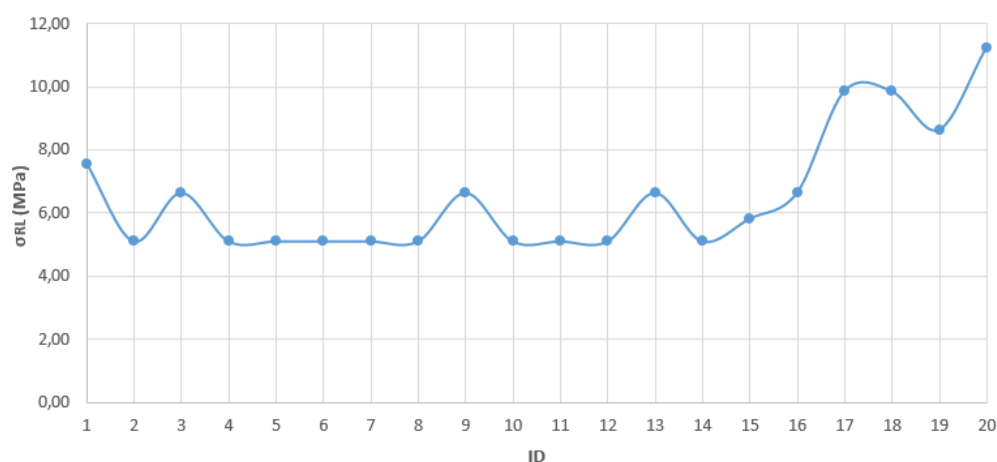


Figura C-5. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 5 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-5** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 11,24 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 6,52 MPa.

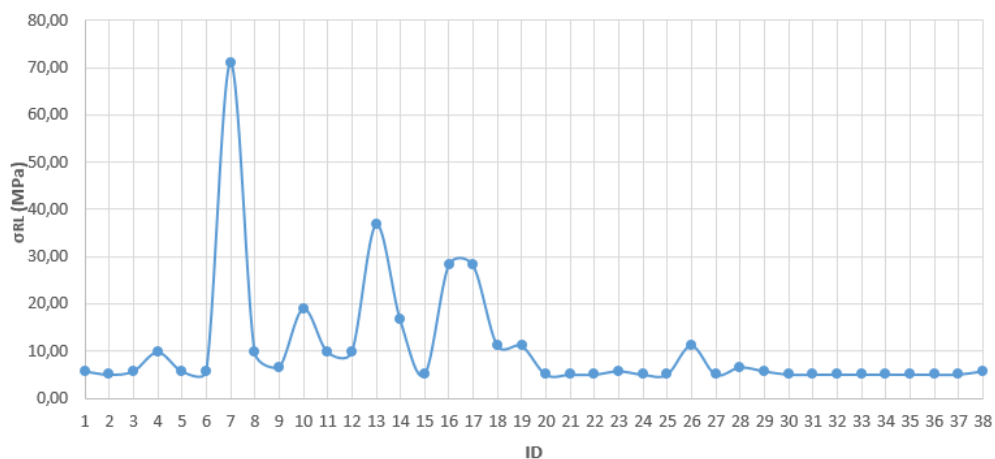


Figura C-6. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 6 (ver tabla 3-1).

Fuente: Esta investigación.

En la figura C-6 se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 71,12 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 10,76 MPa.

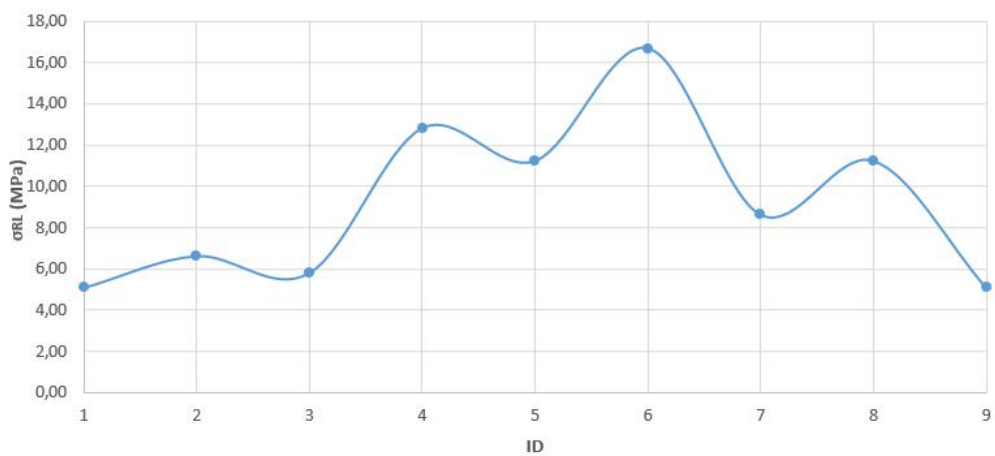


Figura C-7. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 7 (ver tabla 3-1).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-7** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 16,69 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 9,25 MPa.

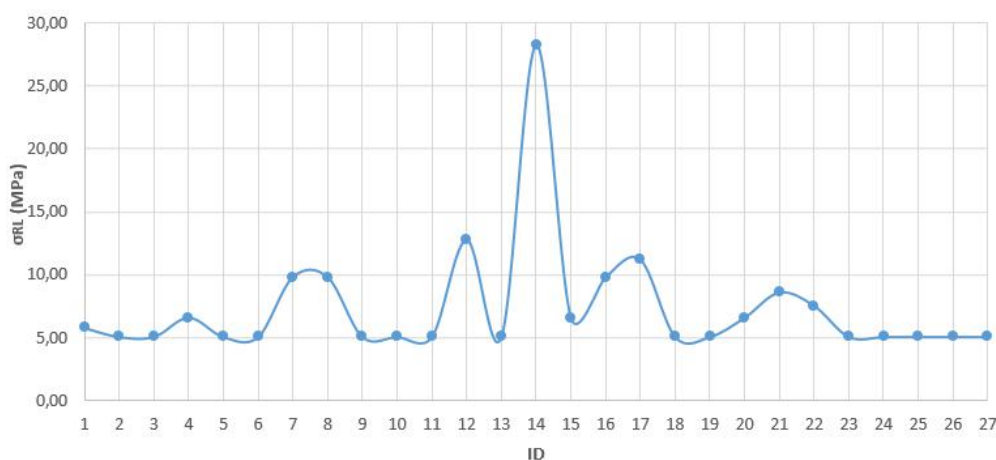


Figura C-8. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 8 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-8** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 28,27 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 7,42 MPa.

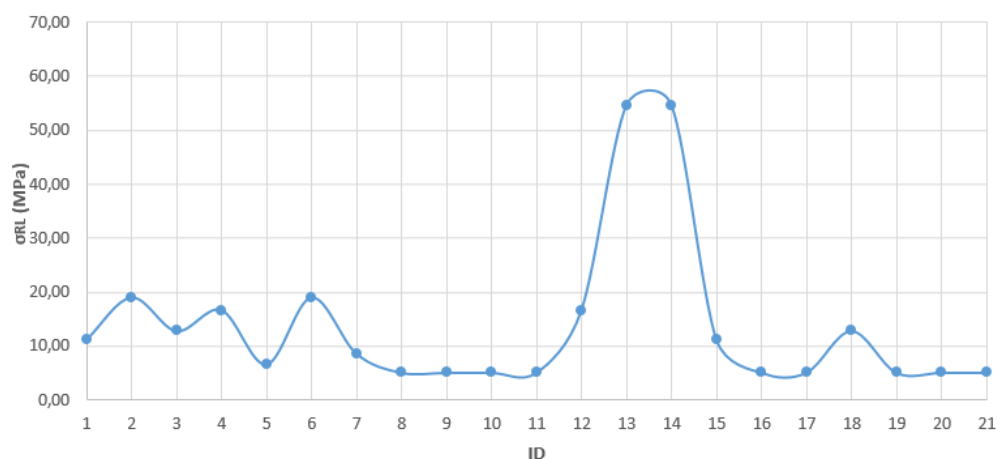


Figura C-9. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 9 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-9** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 54,64 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 13,81 MPa.

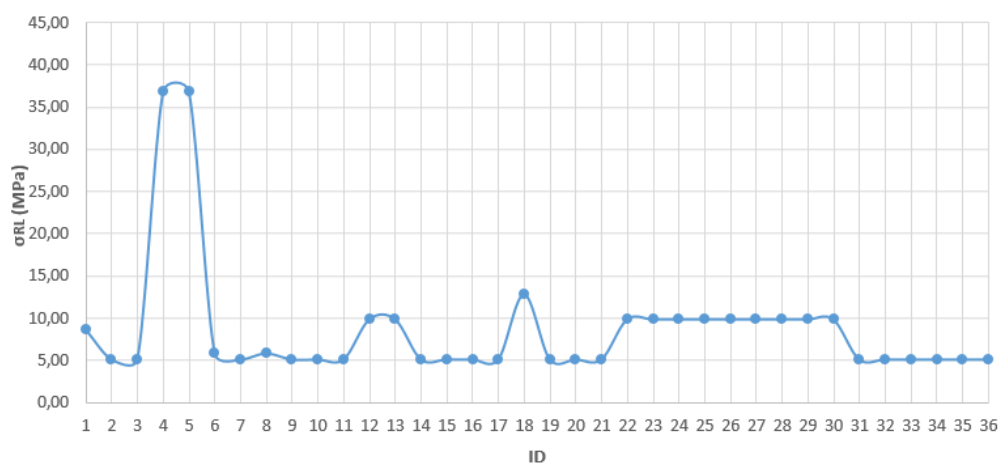


Figura C-10. Valor estimado de resistencia a la compresión uniaxial *in situ* (σ_{RL} (MPa)) para cada punto estructural de la zona 10 (ver tabla **3-1**).

Fuente: Esta investigación.

En la figura **C-10** se tiene que:

- Valor mínimo de σ_{RL} : 5,10 MPa,
- Valor máximo de σ_{RL} : 36,80 MPa, y,
- Valor promedio de σ_{RL} : 8,66 MPa.

D. Anexo D: Figuras comportamiento de especímenes ensayados por el método de UCS mencionados en el capítulo 3

El resultado del comportamiento de los núcleos de roca de media caña sometidos al ensayo de compresión uniaxial se puede encontrar entre la figura D-1 y la figura D-14, como sigue:

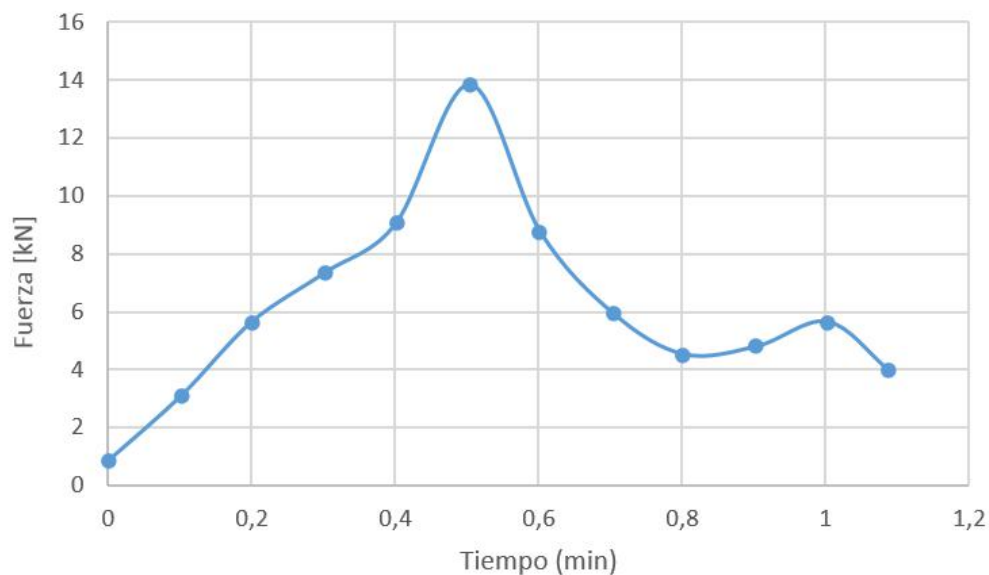


Figura D-1. Comportamiento espécimen N16(1) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N16(1)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,504 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 13,86 kN.

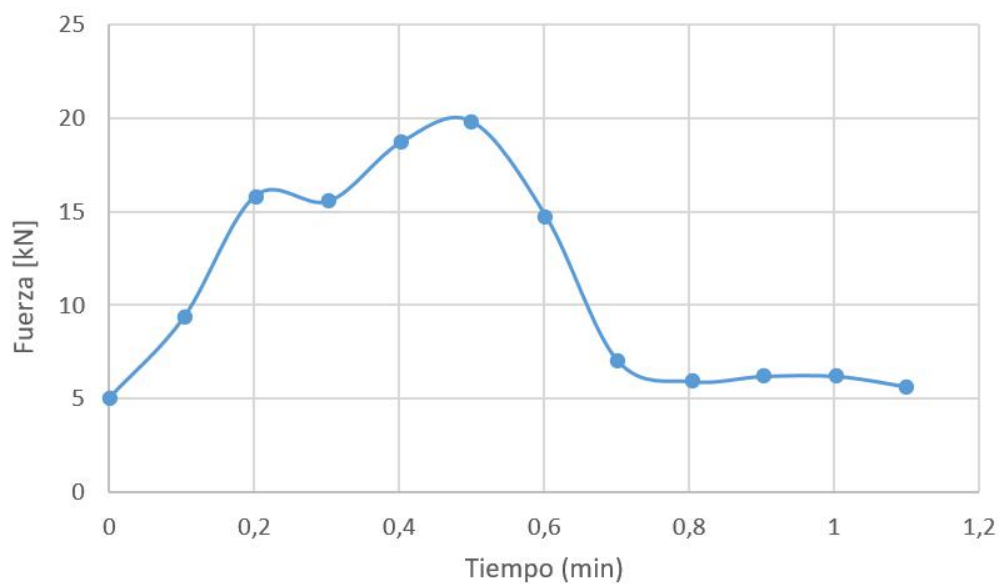


Figura D-2. Comportamiento espécimen N16(2) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N16(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,402 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 18,67 kN.

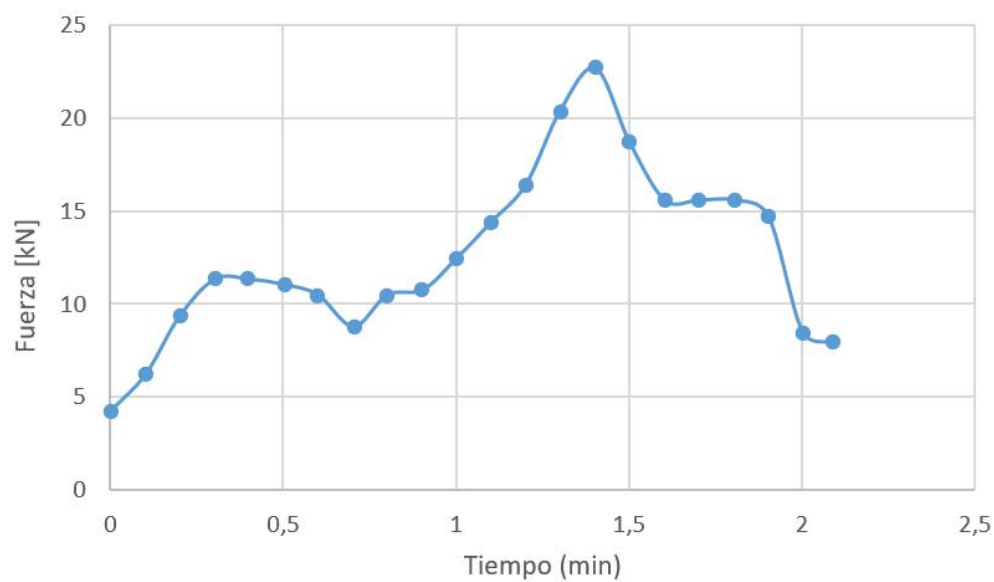


Figura D-3. Comportamiento espécimen N16(3) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N16(3)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,403 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 22,63 kN.

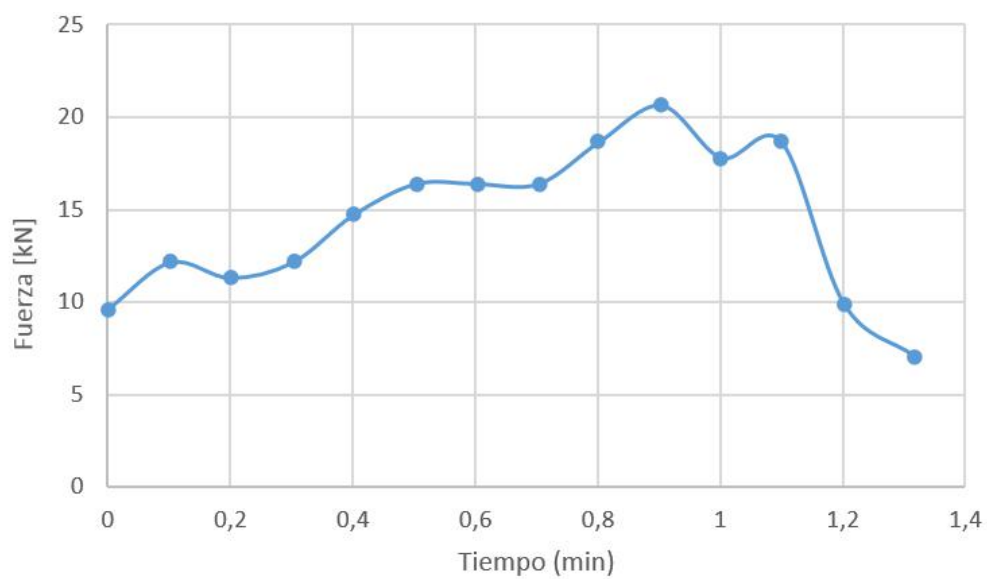


Figura D-4. Comportamiento espécimen N17(A) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N17(A)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,904 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 20,65 kN.

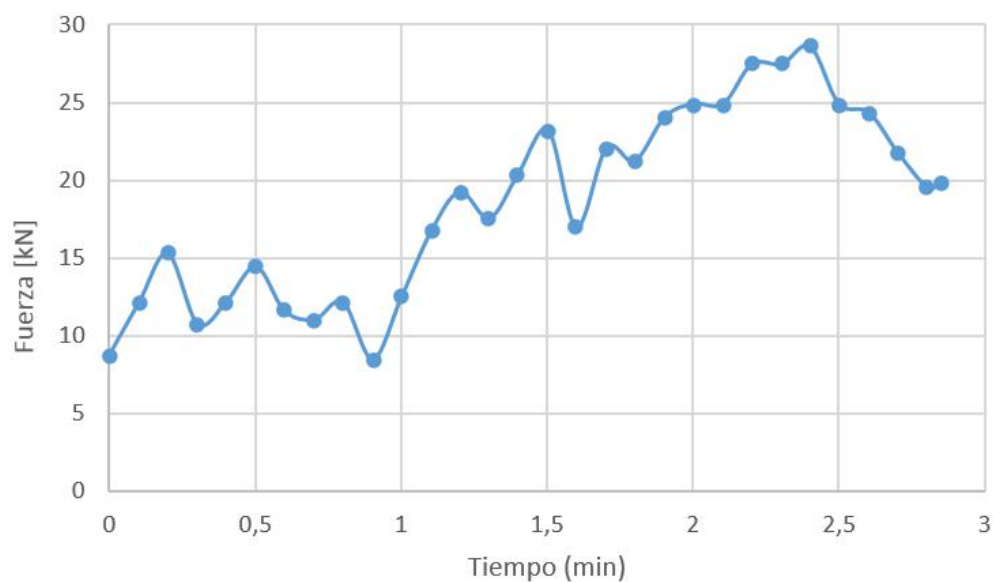


Figura D-5. Comportamiento espécimen N17(B) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N17(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 2,402 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 28,57 kN.

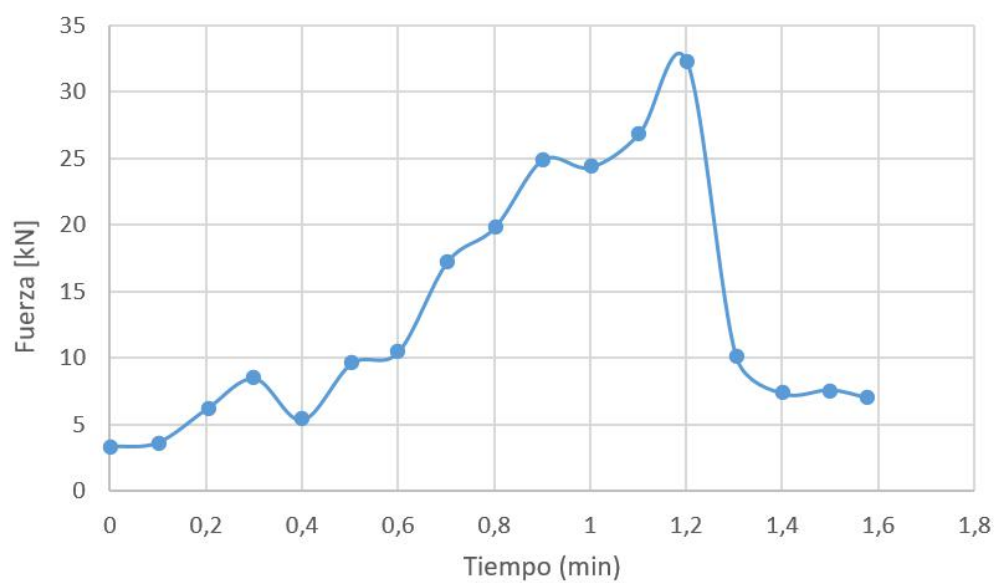


Figura D-6. Comportamiento espécimen N18(A) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N18(A)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,202 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 32,25 kN.

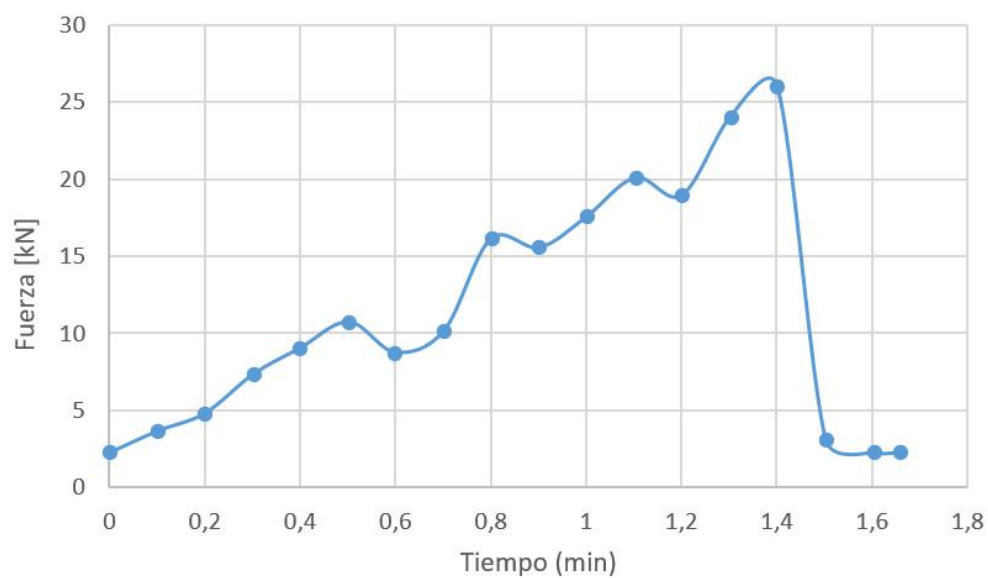


Figura D-7. Comportamiento espécimen N18(B) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N18(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,402 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 26,03 kN.

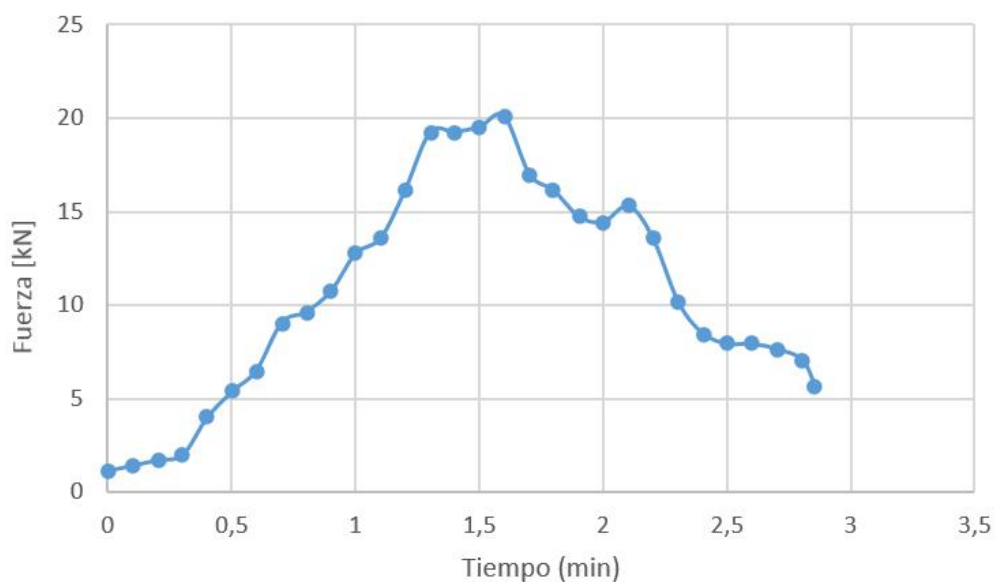


Figura D-8. Comportamiento espécimen N18(C) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N18(C)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,601 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 20,09 kN.

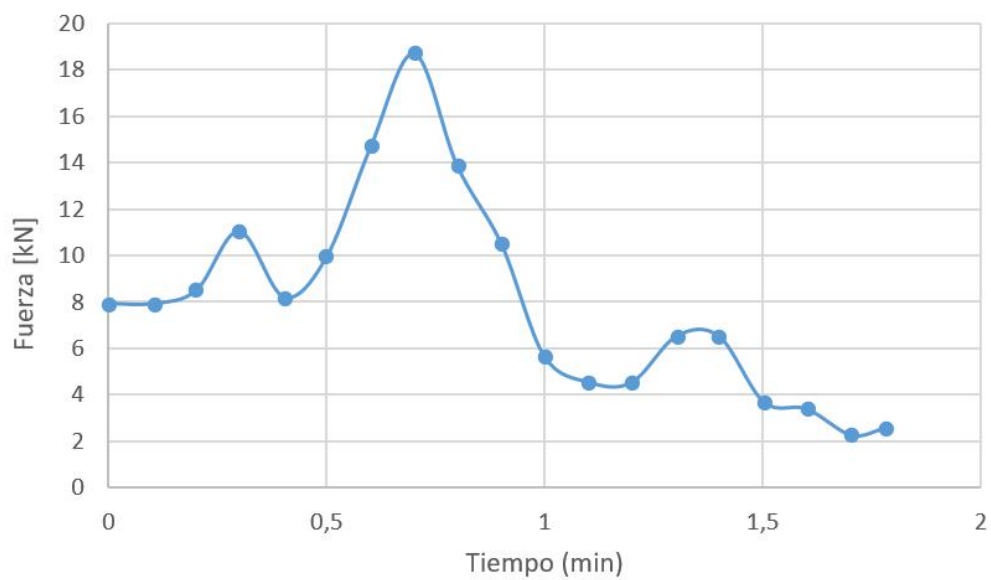


Figura D-9. Comportamiento espécimen N18(D) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N18(D)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,702 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 18,67 kN.

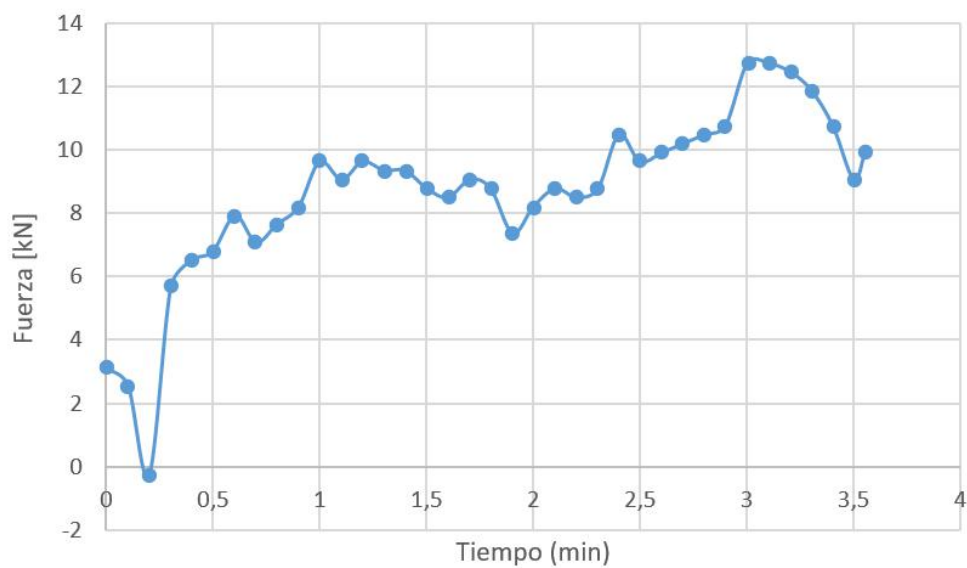


Figura D-10. Comportamiento espécimen N19(A) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N19(A)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 3,004 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 12,73 kN.

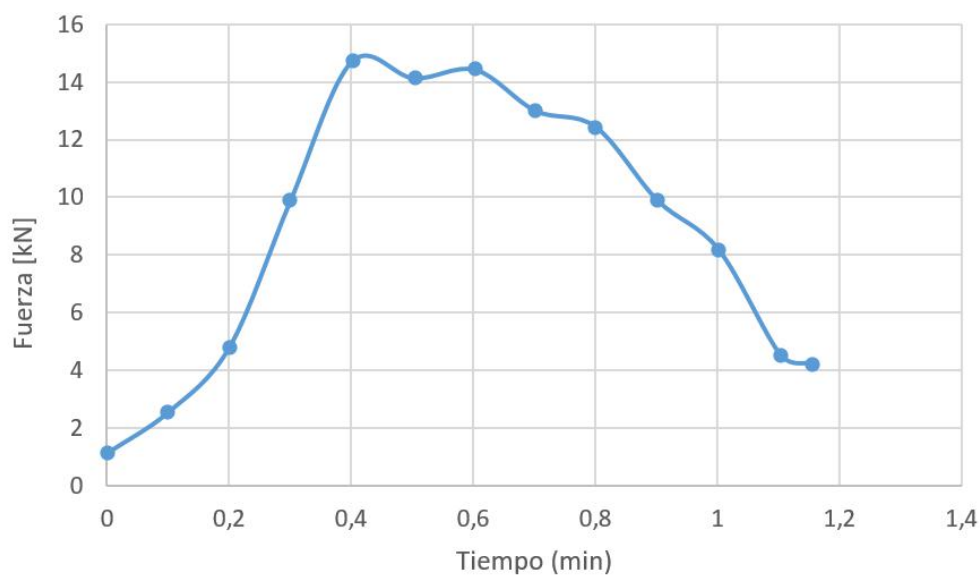


Figura D-11. Comportamiento espécimen N19(B) (ver tabla **3-6**).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N19(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,401 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 14,71 kN.

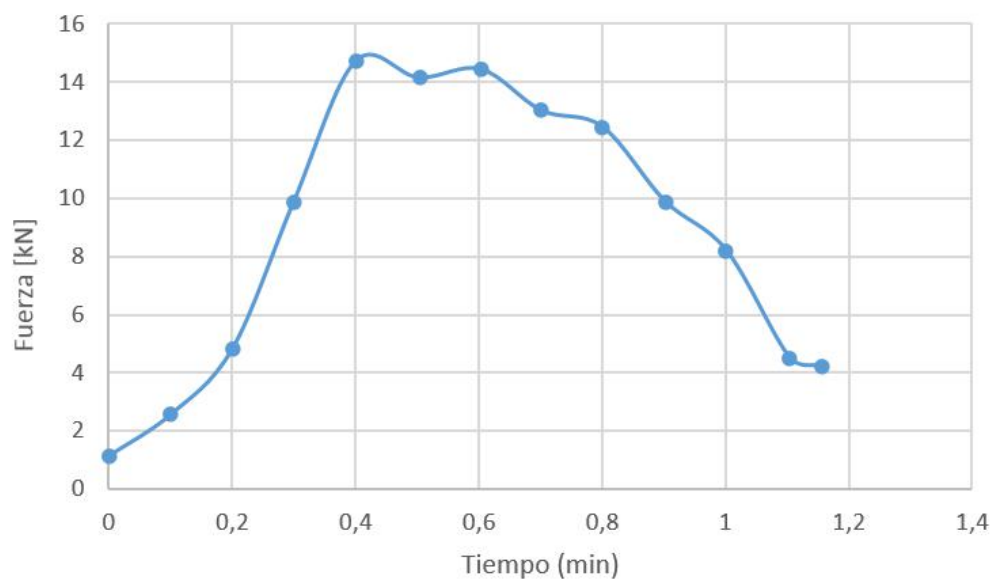


Figura D-12. Comportamiento espécimen N19(C) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N19(C)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,5 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 13,86 kN.

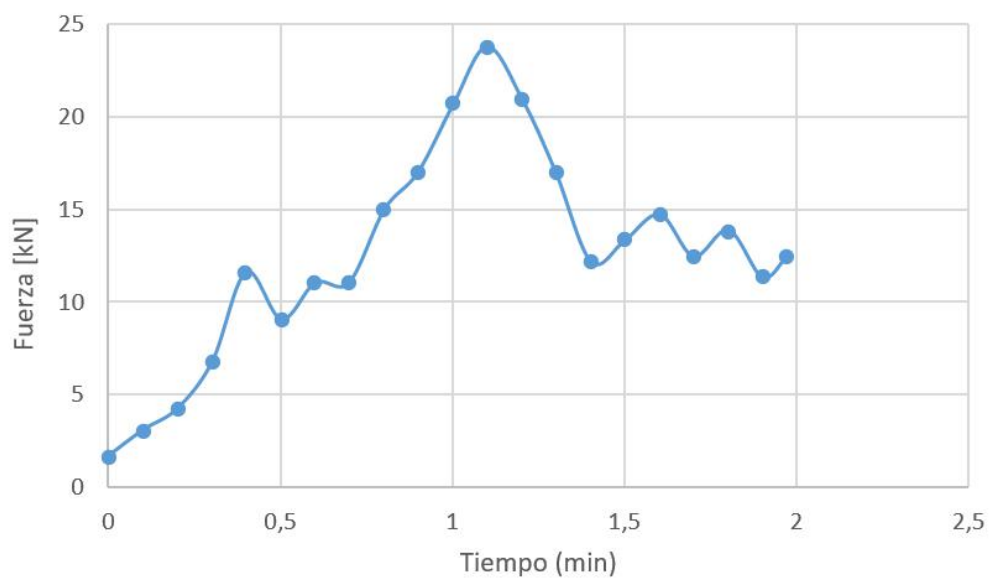


Figura D-13. Comportamiento espécimen N23(A) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N23(A)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,101 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 23,76 kN.

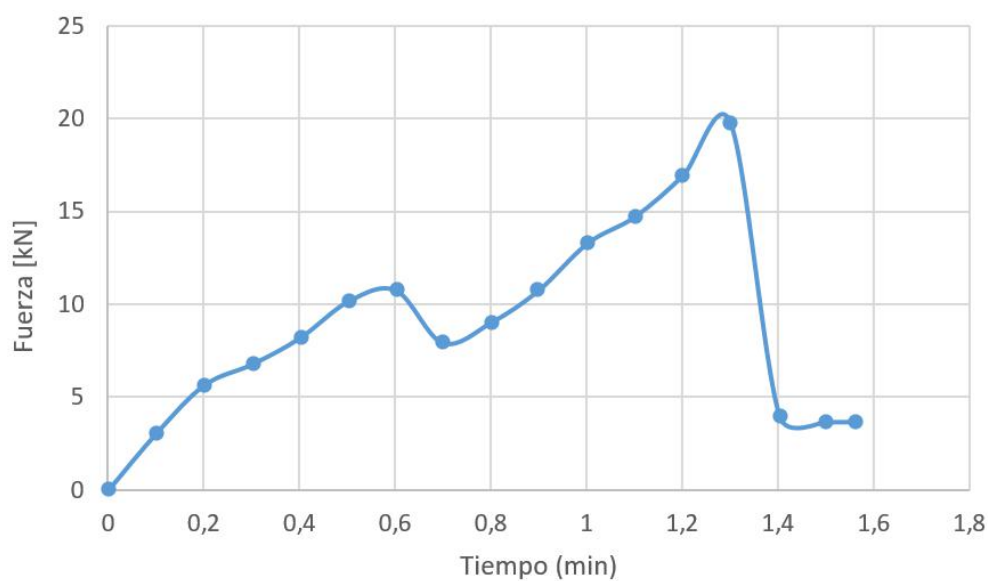


Figura D-14. Comportamiento espécimen N23(B) (ver tabla 3-6).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N23(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,203 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 16,97 kN.

El resultado del comportamiento de los núcleos de roca de caña completa, sometidos al ensayo de compresión uniaxial se puede encontrar entre la figura **D-1** y la figura **D-35** mostradas a continuación:

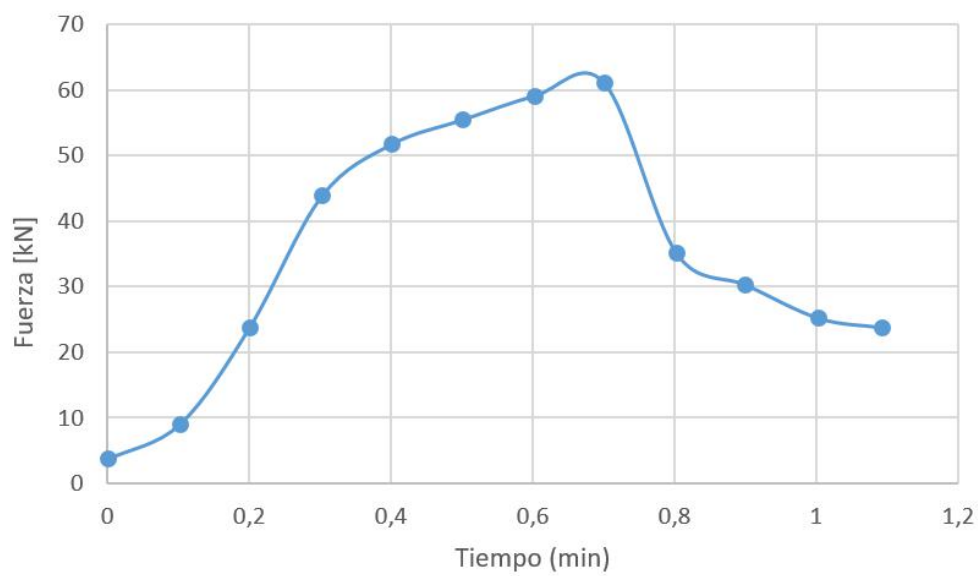


Figura D-15. Comportamiento espécimen N7A(1) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N7A(1)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,701 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 61,11 kN.

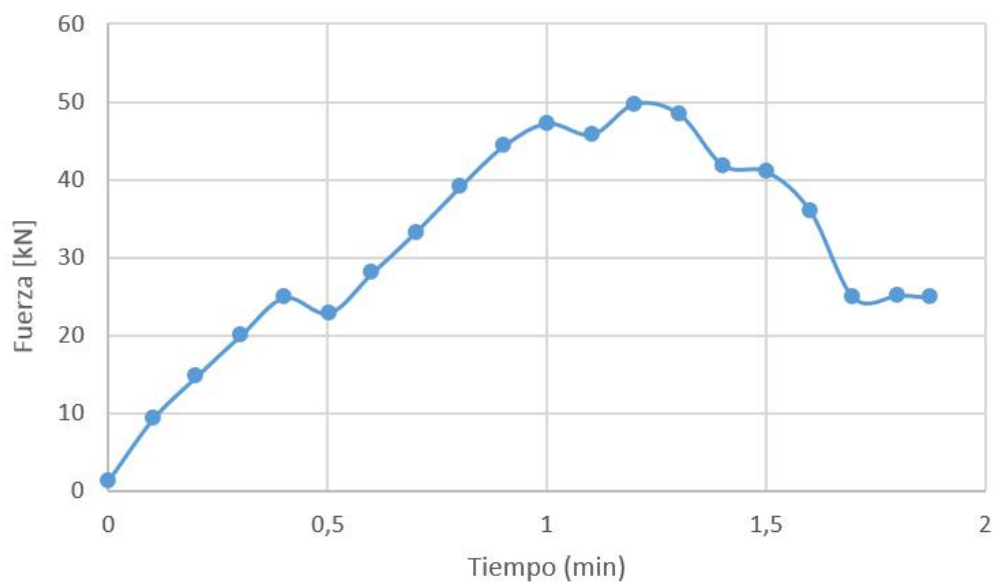


Figura D-16. Comportamiento espécimen N7A(2) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N7A(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,202 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 49,79 kN.

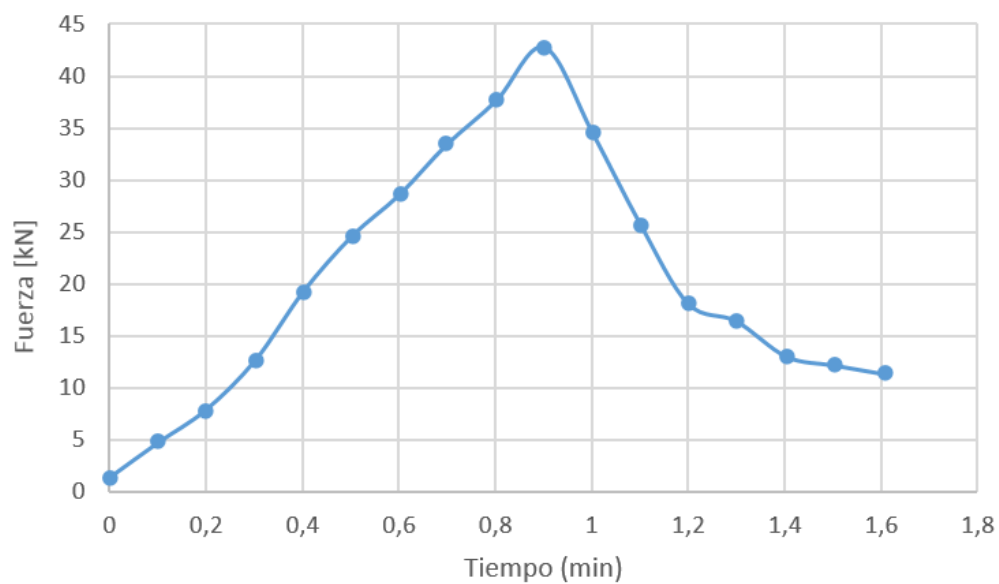


Figura D-17. Comportamiento espécimen N7B (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N7B** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,902 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 47,72 kN.

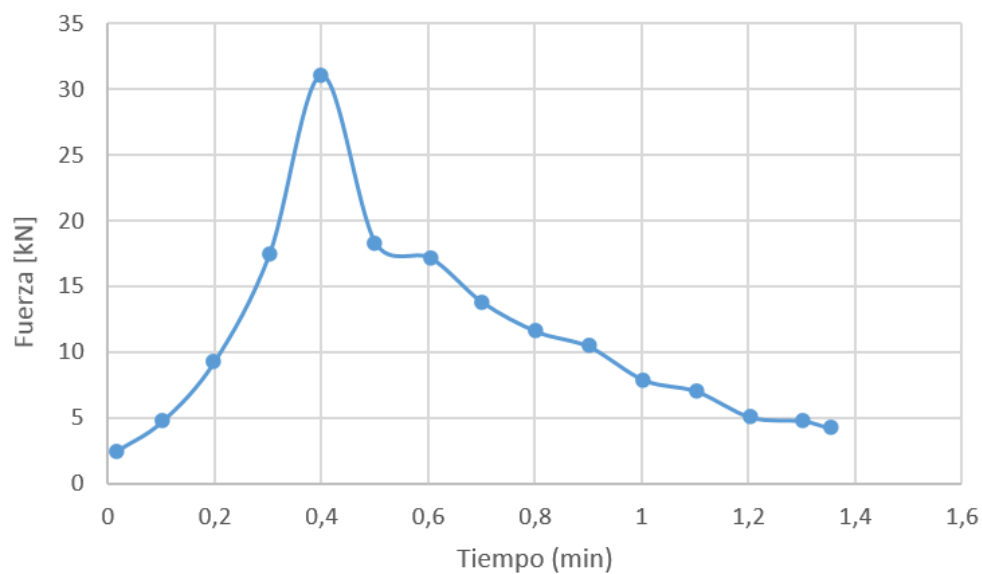


Figura D-18. Comportamiento espécimen N8B (ver tabla **3-5**).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N8B** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,4 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 31,12 kN.

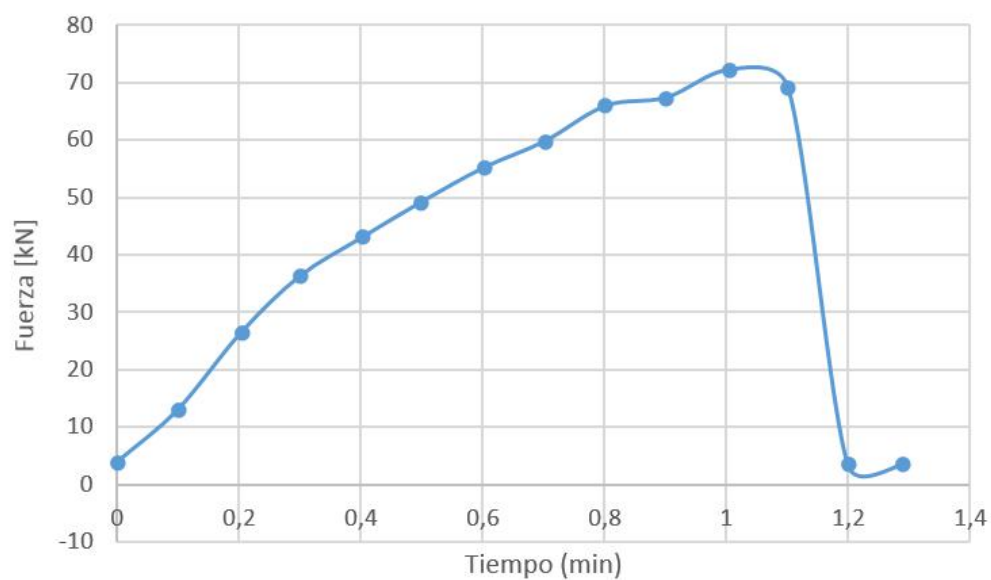


Figura D-19. Comportamiento espécimen N9 (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N9** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,004 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 72,14 kN.

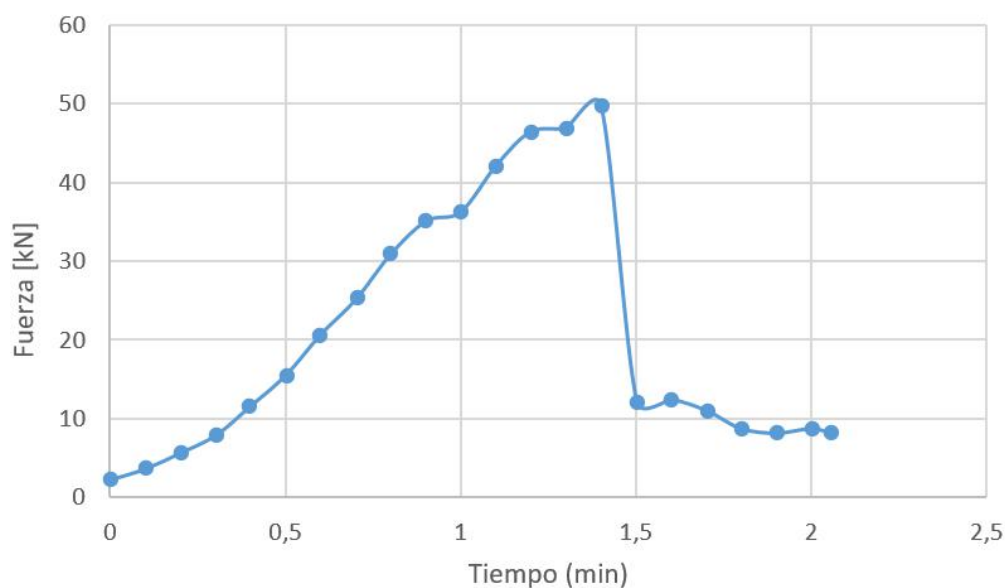


Figura D-20. Comportamiento espécimen N10A(1) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N10A(1)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,401 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 49,79 kN.

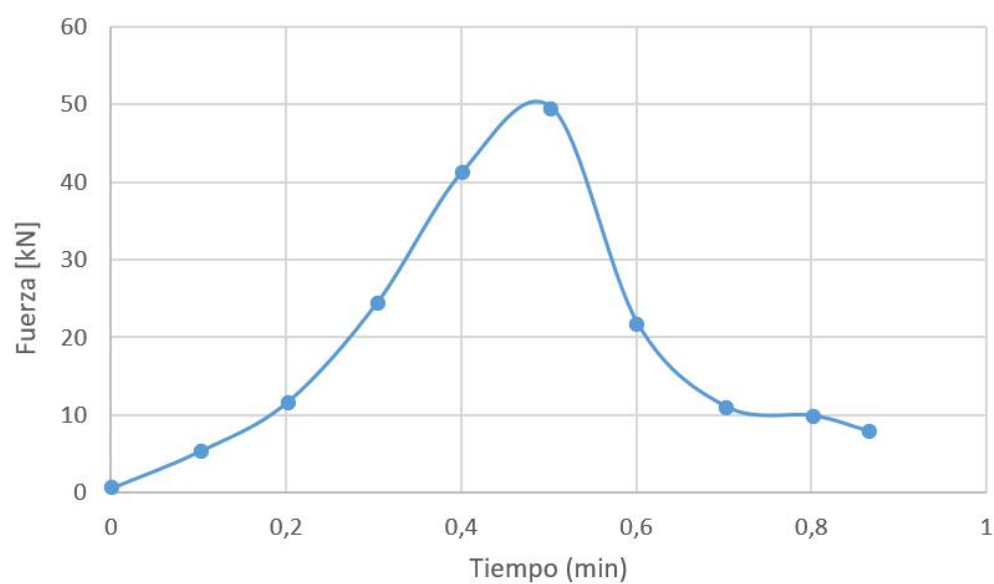


Figura D-21. Comportamiento espécimen N10A(2) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N10A(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,503 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 49,51 kN.

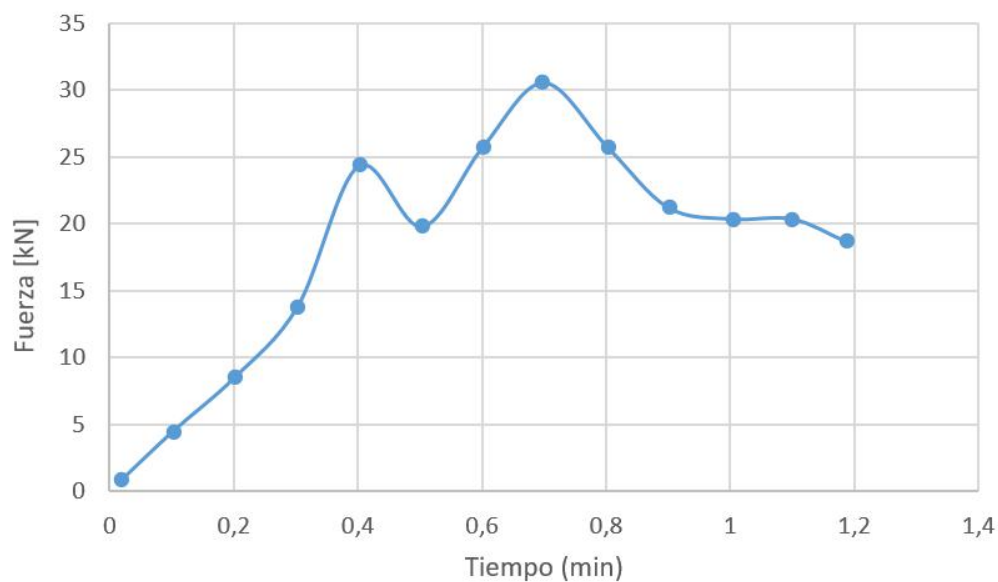


Figura D-22. Comportamiento espécimen N10B(1) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N10B(1)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,7 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 30,55 kN.

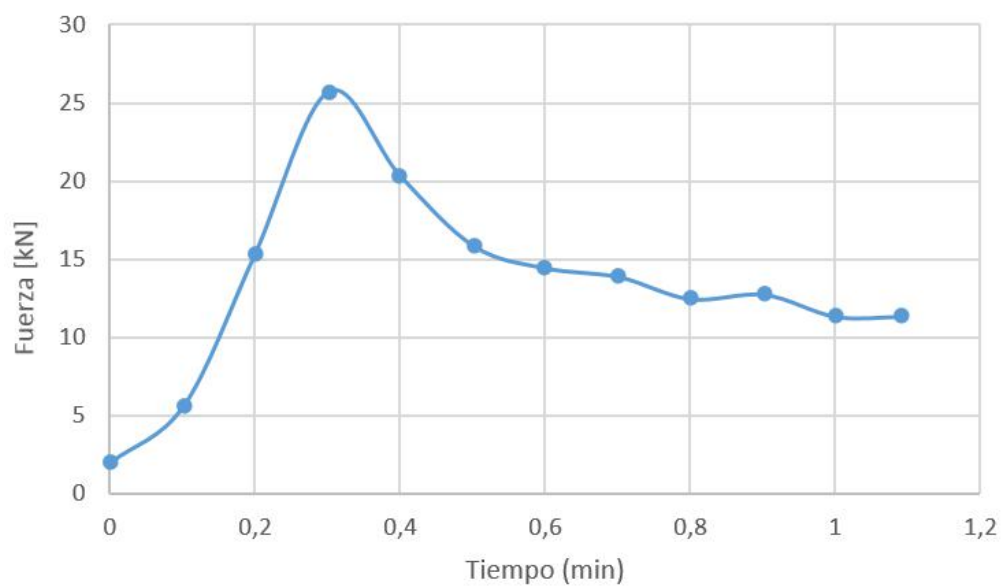


Figura D-23. Comportamiento espécimen N10B(2) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N10B(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,302 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 25,74 kN.

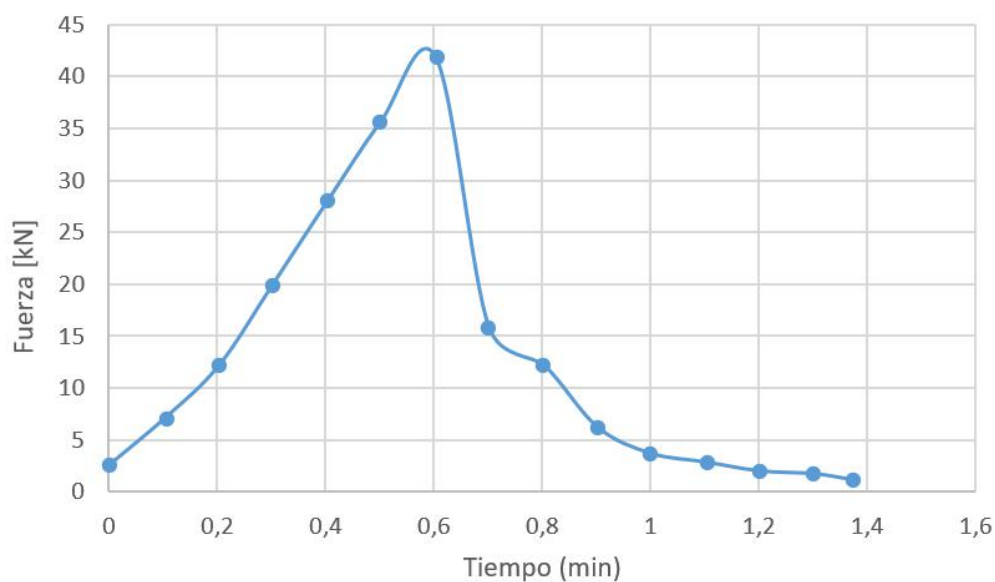


Figura D-24. Comportamiento espécimen N10C (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N10C** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,604 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 41,87 kN.

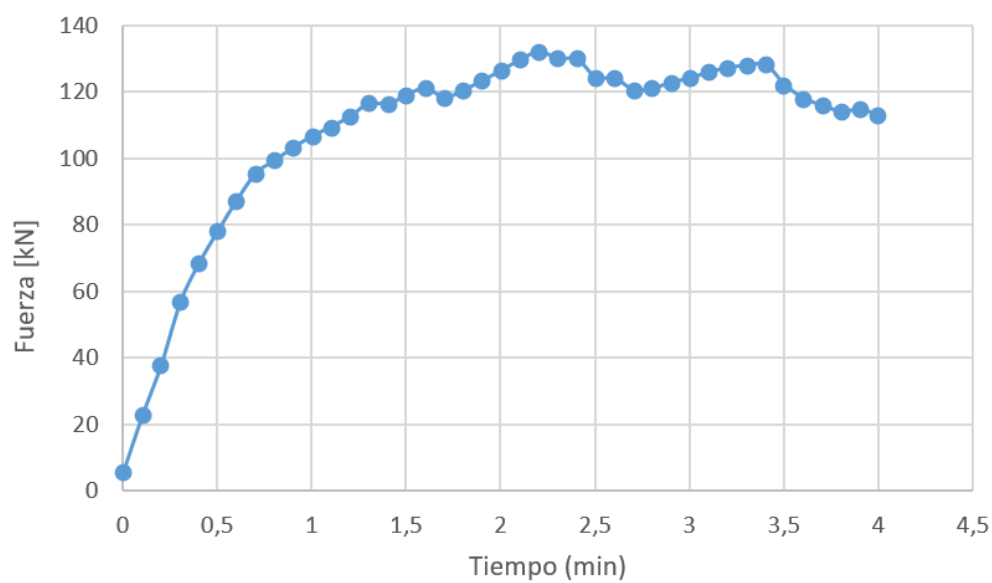


Figura D-25. Comportamiento espécimen N11(1) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N11(1)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 2,204 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 132,11 kN.

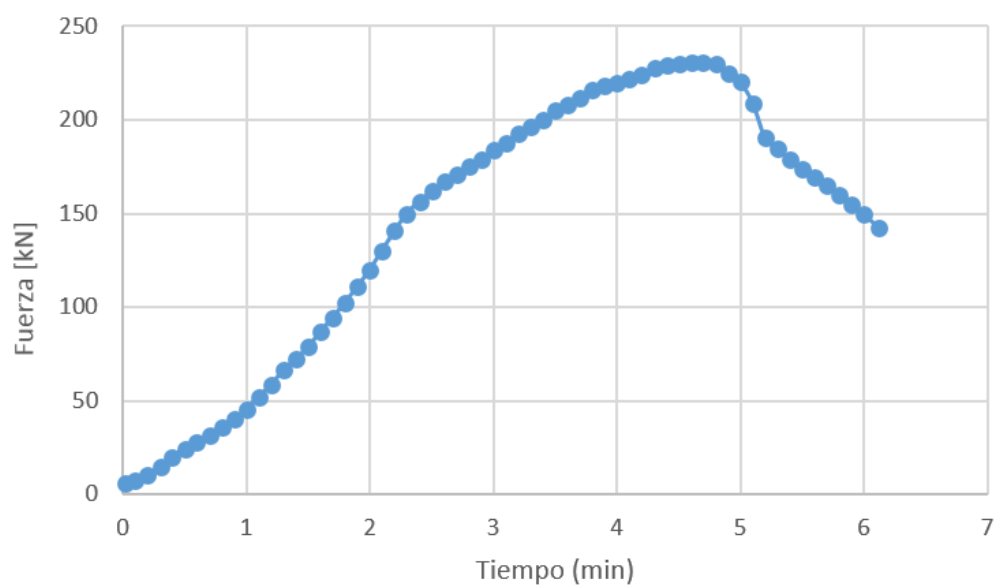


Figura D-26. Comportamiento espécimen N11(2) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N11(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 4,7 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 230,84 kN.

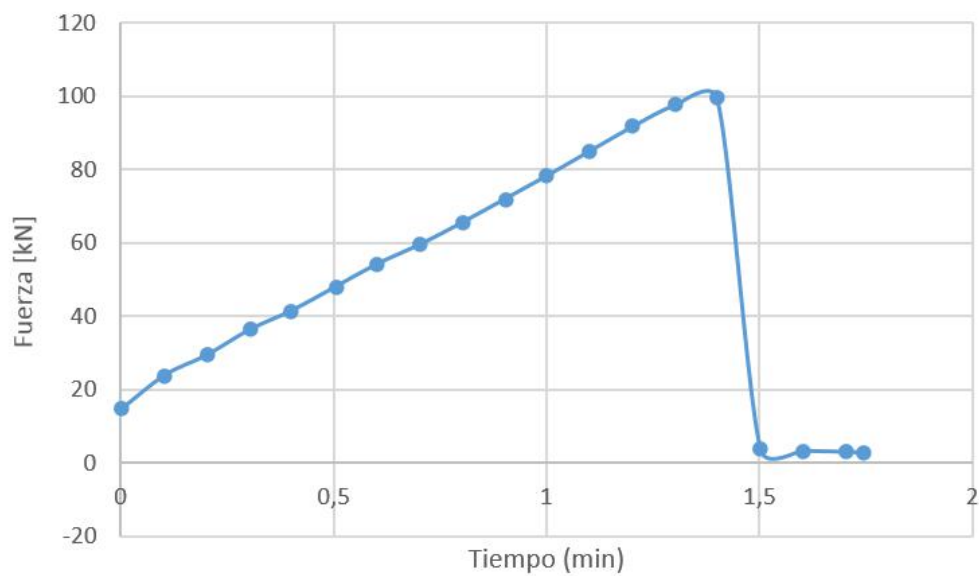


Figura D-27. Comportamiento espécimen N12(B) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N12(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,401 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 99,3 kN.

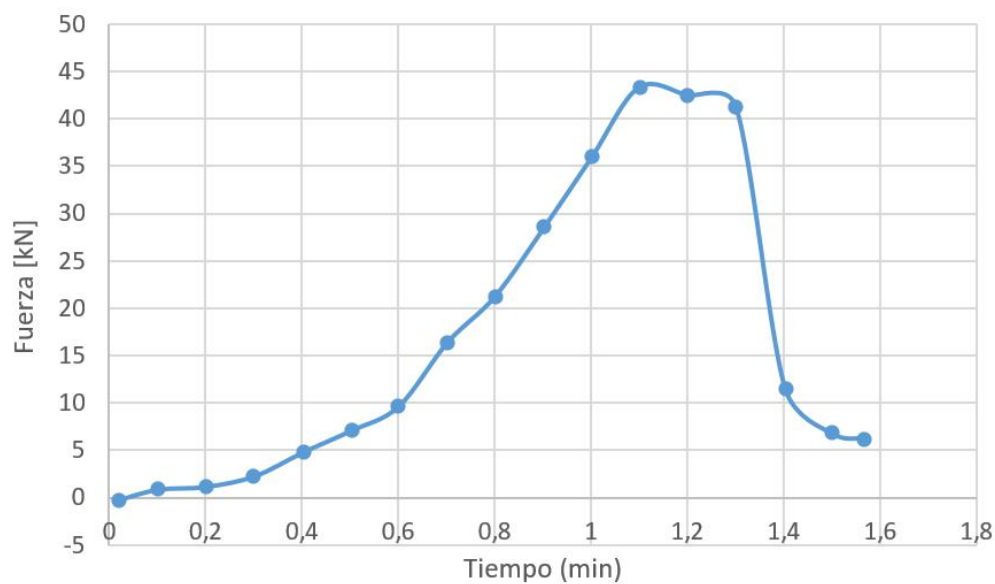


Figura D-28. Comportamiento espécimen N15A(1) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N15A(1)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,1 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 43,28 kN.

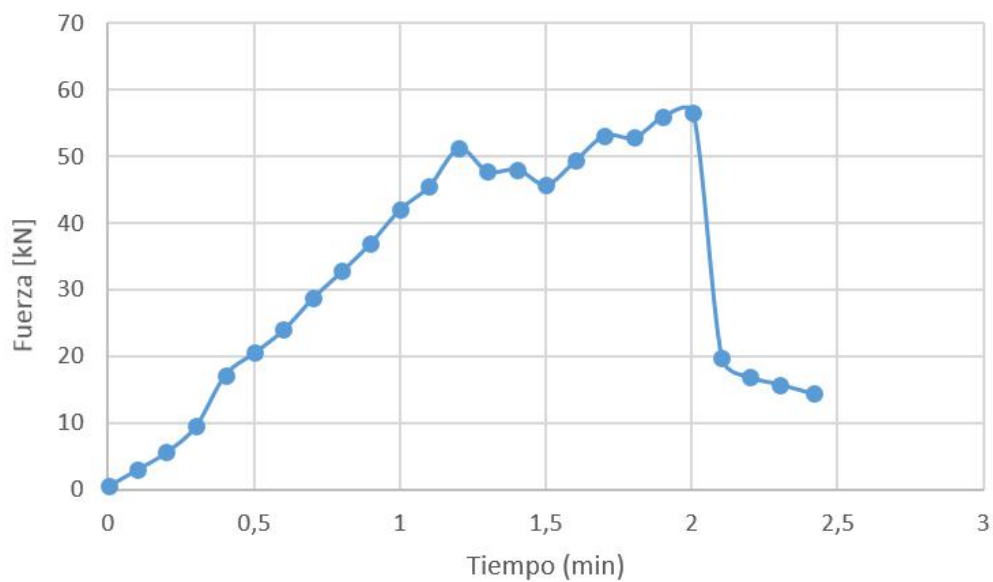


Figura D-29. Comportamiento espécimen N15A(2) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N15A(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 2,004 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 56,58 kN.

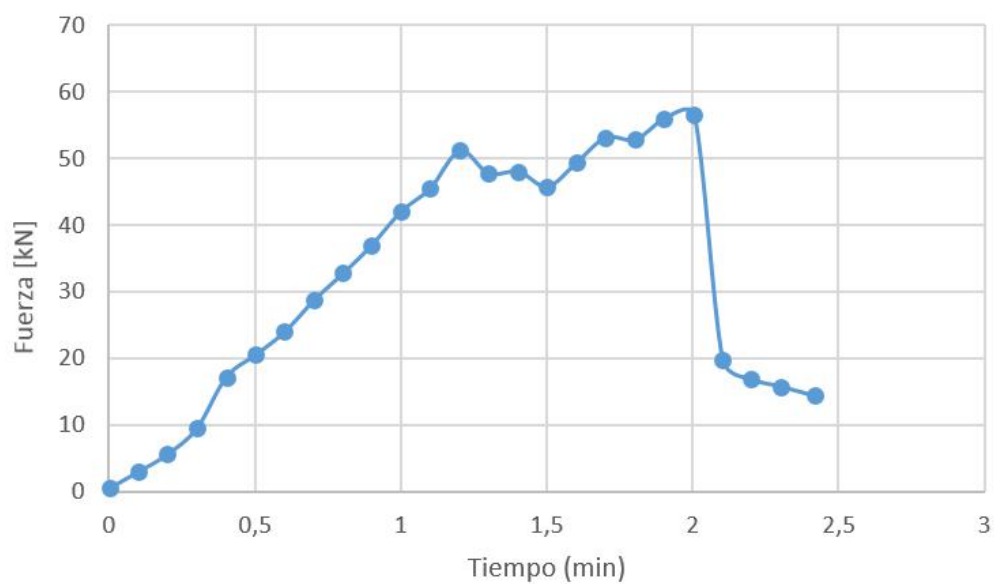


Figura D-30. Comportamiento espécimen N15A(2) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N15A(2)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,601 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 28,57 kN.

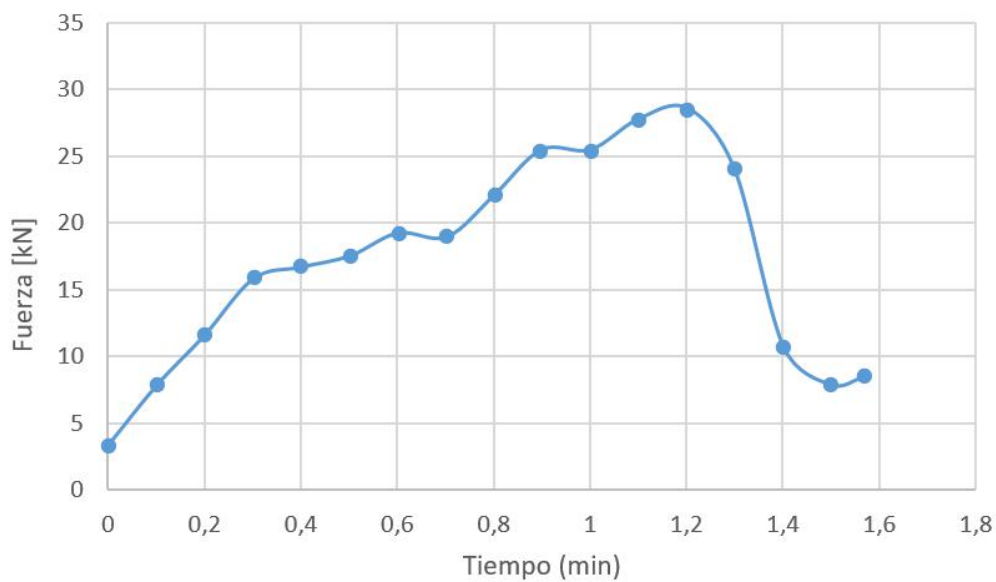


Figura D-31. Comportamiento espécimen N21(A) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N21(A)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,203 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 28,57 kN.

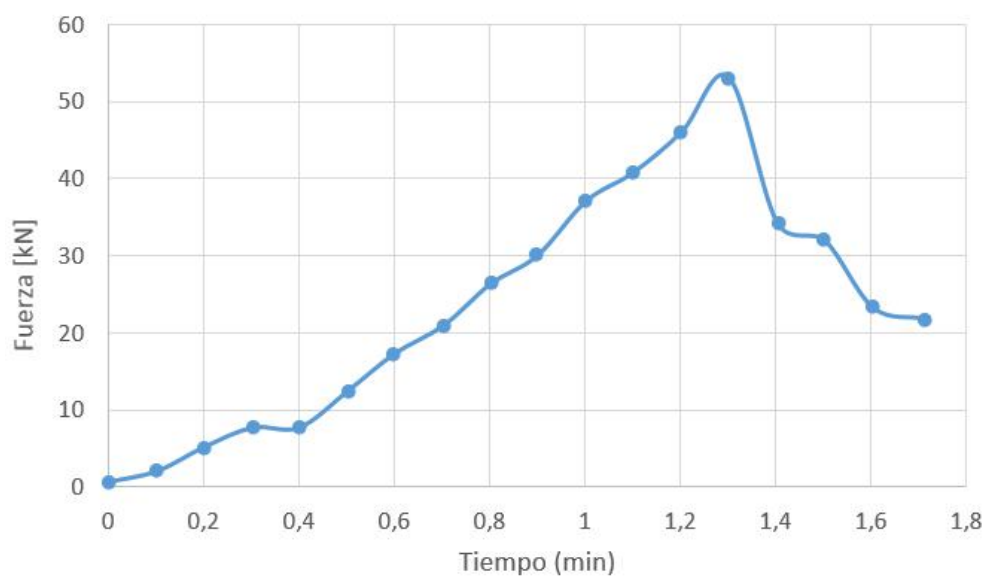


Figura D-32. Comportamiento espécimen N21(B) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N21(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 1,301 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 53,18 kN.

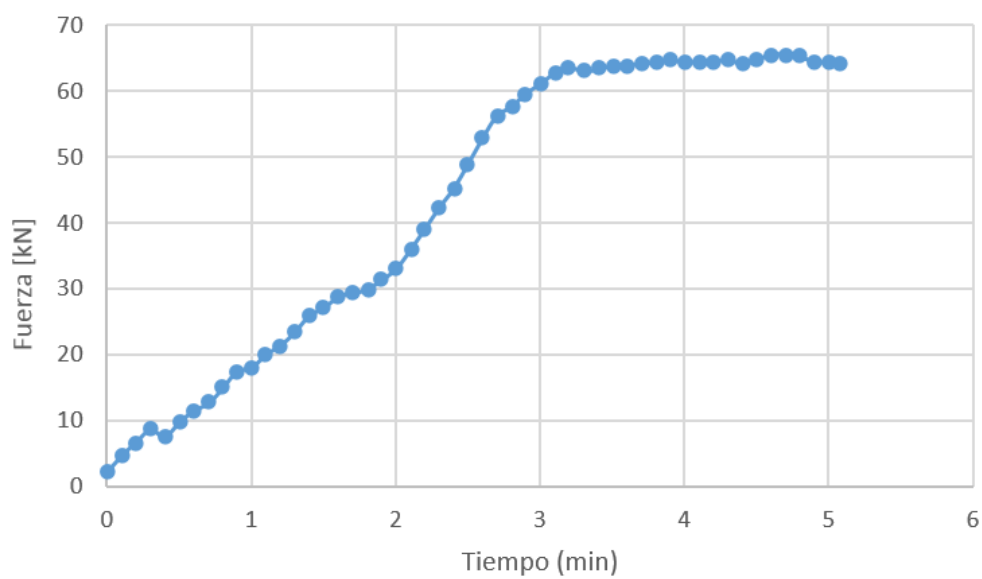


Figura D-33. Comportamiento espécimen N21(C) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N21(C)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 4,702 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 65,63 kN.

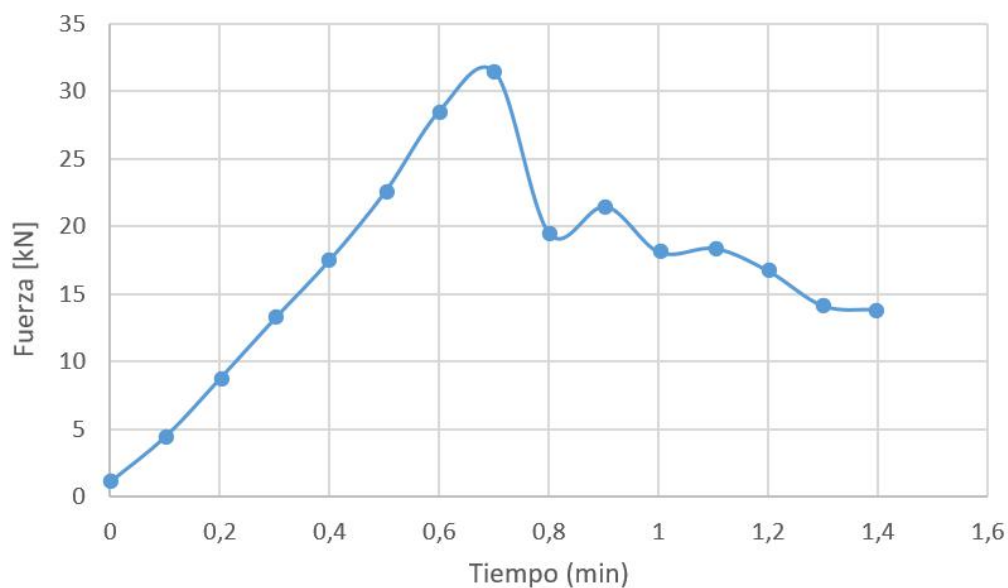


Figura D-34. Comportamiento espécimen N20(A) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N20(A)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,601 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 28,57 kN.

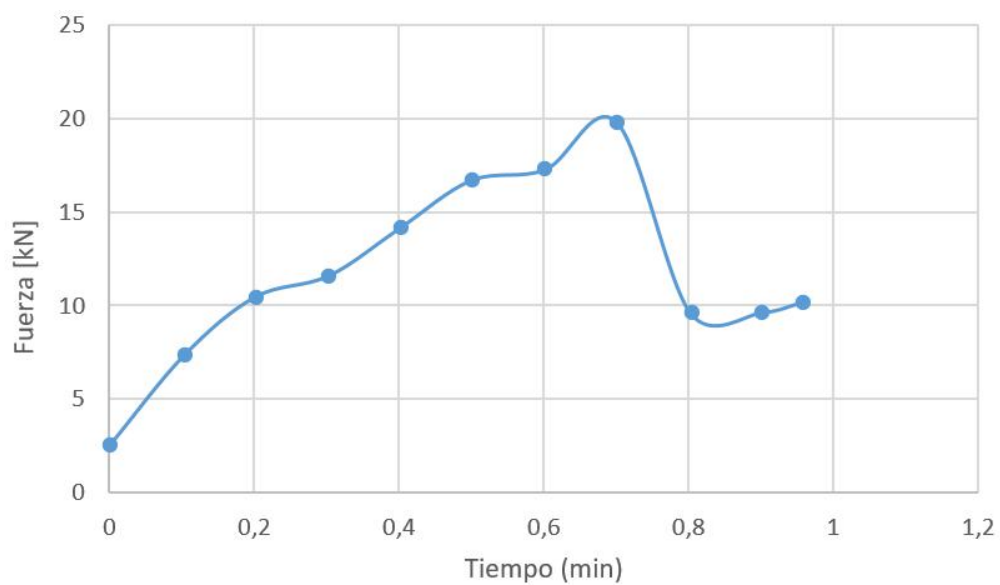


Figura D-35. Comportamiento espécimen N20(B) (ver tabla 3-5).

Fuente: Esta investigación.

Para la muestra número **N20(B)** se tiene que:

- Tiempo que transcurrido al momento de la falla: 0,603 min, y,
- Fuerza máxima que resistió la roca: 17,26 kN.